

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ДОНЕЦЬКЕ ВІДДІЛЕННЯ НАУКОВОГО ТОВАРИСТВА ім. ШЕВЧЕНКА

**Валерій САМИЛІН,
Володимир БІЛЕЦЬКИЙ**

СПЕЦІАЛЬНІ МЕТОДИ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Курс лекцій

Друкується за рішенням Вченої ради
Донецького національного технічного університету
(протокол № 5 від 26.06.03.)

Донецьк
Східний видавничий дім
2003

ББК 33.4-4

УДК 622.7

С 50

Самилін В., Білецький В.

С 50 Спеціальні методи збагачення корисних копалин. —
Донецьк: Східний видавничий дім, 2003. — 116 с.

ISBN 966-7804-58-5

У посібнику подано 20 лекцій зі спеціальних методів збагачення корисних копалин. Посібник відповідає освітньо-професійній програмі Міністерства освіти і науки України за фахом 7.09.0302 “Збагачення корисних копалин”.

Для студентів вузів, науковців та інженерно-технічних працівників збагачувальних фабрик.

Рецензенти:

доктор технічних наук, професор О.Д. Полулях,
кандидат технічних наук, доцент Ю.Л. Папушин,
кандидат технічних наук, професор Ю.О. Гусєв

ISBN 966-7804-58-5

© Самилін В., Білецький В.,
2003

© Макет, “Східний
видавничий дім”, 2003

Лекція № 1

1.1. Вступ

Збагачення корисних копалин – це первинна обробка мінеральної сировини з метою підвищення концентрації корисних компонентів шляхом їх відокремлення від породних домішок у збагачувальних апаратах. Збагачення корисних копалин ґрунтується на відмінності фізичних та хімічних властивостей компонентів, що розділяються. При збагаченні більшості відомих мінералів використовується відмінність корисного компонента і пустої породи за:

- густиною (гравітаційні методи збагачення);
- змочуваністю водою (флотаційні методи збагачення);
- магнітними властивостями (магнітні методи збагачення).

Але інколи перераховані методи збагачення не прийняті через відсутність у компонентів, що розділяються, контрастних відмінностей за вказаними ознаками. У цьому випадку застосовуються спеціальні методи, ґрунтовані на відмінності корисного компонента і породи за:

- кольором та блиском;
 - радіоактивним випромінюванням;
 - твердістю;
 - пружністю;
 - формою зерен;
 - коефіцієнтом тертя;
 - характером зміни грудок матеріалу при термічному впливі (декрипітація);
 - характером переведення компонентів твердих корисних копалин в інші фазові стани (вилуговування);
- а також за електрокінетичними властивостями поверхні мінералів і породи, їх адгезійними властивостями, ліофільністю, намагнічуваністю та ін.

Потрібно зазначити, що область застосування спеціальних методів збагачення значно менша, ніж традиційних. У більшості випадків спеціальні методи застосовуються в комбінації з гравітаційними, флотаційними, магнітними методами збагачення або один з одним. У таблиці 1.1 наведено властивості мінералів і методи їх збагачення.

Таблиця 1.1 - Властивості мінералів і методи збагачення

Властивості мінералів	Методи збагачення	Приклади застосування
Традиційні методи		
1. Густина	Гравітаційні	1. Промивка руд 2. Відсадка
2. Змочуваність (гідрофільність)	Флотаційні	1. Флотація руд 2. Флотація вугілля
3. Магнітна сприйнятливість	Магнітні	Збагачення залізняка, марганцю
Спеціальні методи		
4. Колір, блиск, радіоактивне випромінювання	Породовибірка рудо-розбірка радіометричне сортування	1. Ручне збагачення, 2. Оптична сепарація
5. Твердість	Збагачення за твердістю	Вибіркове дроблення
6. Пружність	Збагачення за пружністю	Збагачення гравію
7. Форма зерен	Збагачення за формою	Грохочення за формою
8. Коефіцієнт тертя	Збагачення за тертям	Збагачення азбестових руд
9. Здатність розчинятися в неорганічних сполуках	Хімічне вилуговування	Збагачення уранових та ін. руд
10. Змочуваність (ліофільність)	Селективна масляна агрегація (агломерація, грануляція, флокуляція)	Збагачення тонких гідрофобних мінералів (вугілля, сульфідних руд тощо)
11. Змочуваність (ліофільність)	Селективна полімерна флокуляція	Збагачення тонкодисперсного вугілля
12. Електрокінетичні властивості поверхні	Селективна електролітна коагуляція	Збагачення тонкодисперсного вугілля
13. Адгезія та сорбція	Концентрація на носіях	Адгезійне і сорбційне збагачення золота та алмазів
14. Намагнічуваність	Флокуляційна концентрація	Збагачення шлаків сталеплавильного виробництва
15. Властивості взаємодіяти з бактеріями або їх метаболітами	Бактеріальне вилуговування	Збагачення руд різних металів

1.2. Класифікація спеціальних методів збагачення

Спеціальні методи можна класифікувати на такі види:

– сортування;

- збагачення з використанням ефектів взаємодії зерен компонентів, що розділяються, з робочою поверхнею сепаратора;
- збагачення з використанням ефектів взаємодії зерен компонентів, що розділяються, між собою;
- збагачення на основі селективно направленої зміни розмірів зерен компонентів корисної копалини;
- збагачення з використанням вибіркового характеру фазових переходів компонентів корисної копалини (комбіновані методи збагачення);
- збагачення на основі різних поверхневих властивостей компонентів, що розділяються.

1.3. Сорткування корисних копалин

Застосовується або перед основними операціями збагачення, або для доведення чорнових концентратів.

За кольором можливе збагачення наступних мінералів: вапняку, кам'яної солі, кварцу, бариту.

За блиском відділяють вугілля від матових різновидів породи.

За прозорістю відділяють алмази від непрозорих частинок породи.

За допомогою **радіометричних** методів збагачують: уранові, торієві, тантал-ніобієві й інші руди, що містять радіоактивні компоненти.

До основних способів сорткування належать:

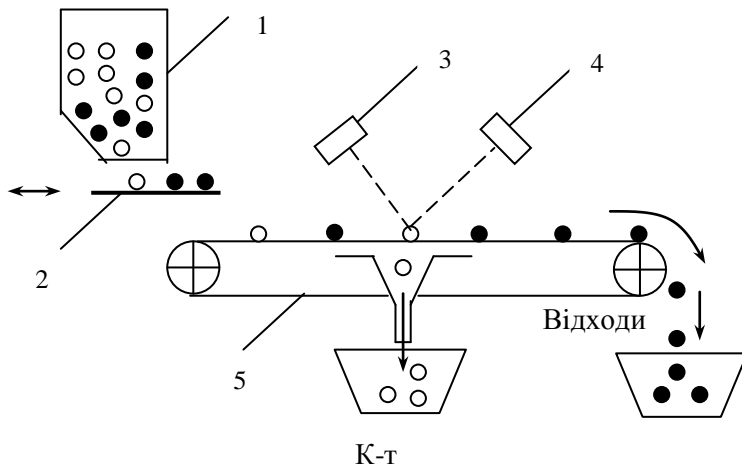
- ручне сорткування (породовибірка, рудорозбірка, вуглесорткування);

- механізоване сорткування, що включає процеси із загальною назвою **радіометричні методи збагачення**.

На рис. 1.1 наведена схема механізованого сорткування.

1.4. Збагачення з використанням ефектів взаємодії грудок компонентів, що розділяються, з робочою поверхнею сепаратора (збагачення за тертям, пружністю, формою)

Збагачення за тертям застосовується для розділення мінералів, що мають різний коефіцієнт тертя. Принцип розділення показано на рис. 1.2.



1 – бункер; 2 – віброживильник; 3 – джерело випромінювання; 4 – приймач випромінювання; 5 – конвеєр;

Рис. 1.1 - Схема механізованого сортування

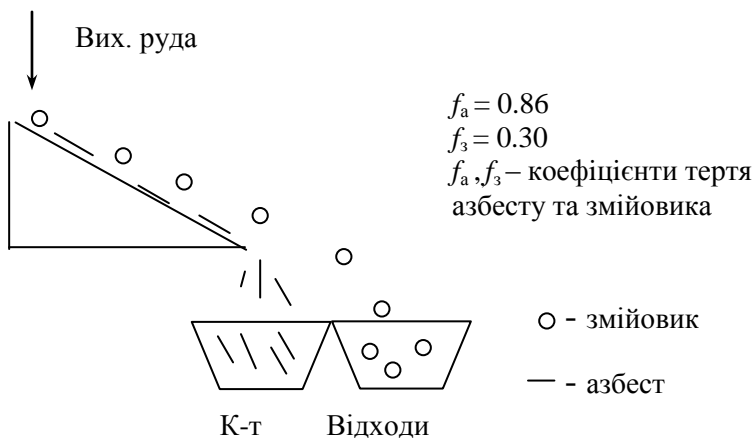


Рис. 1.2. Схема збагачення за тертям

Збагачення за пружністю. Основано на взаємодії тіл різної пружності з робочою поверхнею сепаратора. Принцип розділення показано на рис. 1.3.

1.5. Збагачення на основі селективно направленої зміни розмірів грудок компонентів корисної копалини (вибіркове дроблення, подрібнення, декрипітація)

Вибіркове дроблення застосовується для розділення компонентів, що мають різну міцність (наприклад, вугілля, азбест, залізняк). Принцип розділення показано на рис. 1.4.

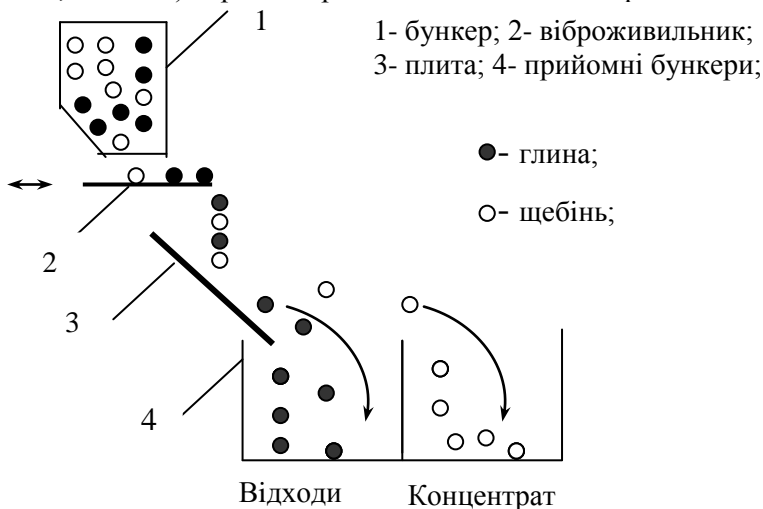


Рис. 1.3. Схема збагачення за пружністю

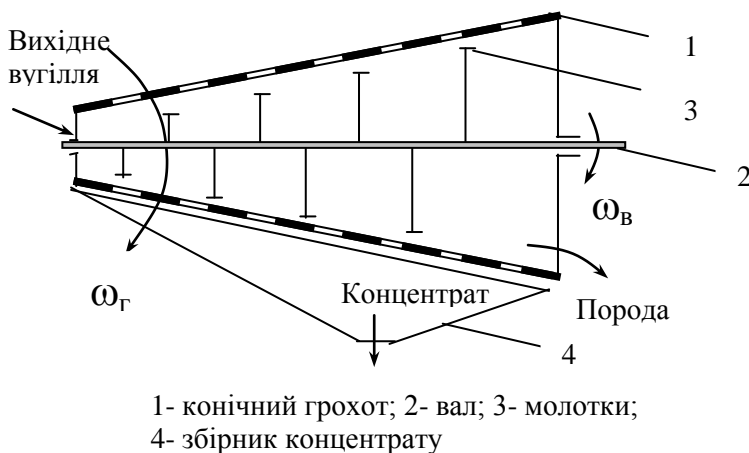
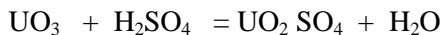


Рис. 1.4. Схема дробарки вибіркового дроблення

1.6. Збагачення з використанням вибіркового характеру фазових переходів компонентів корисної копалини

Прикладом застосування цього методу може бути сірчаноокислотне вилуговування уранових руд:



Оксид урану, що знаходиться в твердому стані, переводиться в рідкий фазовий стан UO_2SO_4 , з якого урановий компонент легко вилучається.

1.7. Селективна масляна агрегація (агломерація, грануляція, флокуляція)

Масляна агрегація - це процес структурування дисперсних гідрофобних матеріалів, зокрема вугілля, у водному середовищі за допомогою аполярних реагентів. Застосовується для збагачення, зневоднення й облагороджування корисних копалин. Розрізняють масляну грануляцію (зерна до 3-5 мм, витрати реагенту - від 8-10 до 40-50 мас.%), агломерацію (полідисперсний матеріал 0-3(5) мм, витрати реагенту - 2-7 мас.%) та флокуляцію (зерна 0,1-0,2 мм і менше, витрати реагенту - 0,5 - 2 мас.%).

1.8. Селективна полімерна флокуляція

Процеси селективної флокуляції полімерами – СФП можуть здійснюватися як водорозчинними, так і нерозчинними полімерними флокулянтами. В обох випадках має місце місточковий механізм структуроутворення.

1.9. Селективна електролітна коагуляція

Процес селективної агрегації електролітами пов'язаний зі зміною стану подвійного електричного шару (ПЕШ) вугільних та (або) мінеральних частинок суспензії. Введення в суспензію коагулянту приводить до стиску ПЕШ, зменшення дзета - потенціалу вугільних частинок, що забезпечує можливість їх зближення на відстань дії ван-дер-ваальсових сил притягування.

1.10. Концентрація на носіях

Адгезійне збагачення корисних копалин - сукупність фізико-хімічних способів збагачення корисних копалин. Поля-

гає у вибіркового прилипанні частинок збагачуваного мінералу до жирової (масляної) поверхні. Прикладом може бути адгезійне збагачення золота, алмазів шляхом використання ефекту налипання гідрофобних (або гідрофобізованих) часточок корисної копалини на маслянисті поверхні (приміром, вуглемасляні гранули). Приклади процесів: Карбед (Carbad Gold Recovery), Coal-Gold Agglomeration Process та ін.

Сорбція йонів металів на носіях-сорбентах (частинках піриту, цеоліту, гематиту, карбонатах лужних металів, активovanому вугіллі) застосовується у комплексі з флотацією навантажених сорбентів. Технологія може бути застосована для вилучення золота.

1.11. Флокуляційна концентрація

Це процес збагачення корисних копалин шляхом багаторазового руйнування флокул і нового циклу флокуляції їх з інших фрагментів, який супроводжується видаленням з флокул хвостів і накопиченням у них корисного компонента.

Процес флокуляційної концентрації винайдено і вперше застосовано в промисловості у Криворізькому залізорудному басейні.

1.12. Бактеріальне вилуговування

Основає на вилученні хімічних елементів з руд, концентратів і гірських порід за допомогою бактерій або їх метаболітів. Поєднується з вилуговуванням слабкими розчинами сірчаної кислоти бактеріального і хімічного походження, а також розчинами, що містять органічні кислоти, білки, пептиди, полісахариди і т.д.

При бактеріальному вилуговуванні руд кольорових металів широко використовуються тіонові бактерії *Th. ferrooxidans*, які безпосередньо окиснюють сульфідні мінерали, сірку і залізо і утворюють хімічний окиснювач Fe^{3+} та розчинник - сірчану кислоту. Вилуговування кольорових металів проводять з відвалів бідної руди (купчасте) і безпосередньо з рудного тіла (підземне). Застосовується для вилучення міді, золота, урану та ін. металів.

Лекція № 2

Сортування корисних копалин

Загальні відомості

Сортування корисних копалин ґрунтується на відмінності в кольорі, блиску, природній і наведеній радіоактивності мінералів, які розділяють.

Розрізняють:

1. Ручне сортування (породовибірка, рудорозбірка, вуглесортування).
2. Механізоване (радіометричні методи збагачення).

Сортування корисних копалин - один з перших методів збагачення, освоєних людиною.

Ручне сортування здійснюється при неможливості використання механічного або хімічного збагачення (при сортуванні дорогоцінних каменів, листової слюди і т.д.).

Сьогодні поширення отримало механізоване сортування. У його створенні активну участь прийняли вітчизняні вчені.

М.Е.Богословський у 30-і роки запропонував використати явище люмінесценції алмазів і створив радіометричний сепаратор для збагачення руд, що вміщують алмази.

У 40-і роки З.В.Волкова створила сепаратор для збагачення природно-радіоактивних руд.

У 50-60-і роки А.П.Черновим, Г.М.Малаховим введено гамма-абсорбційний метод збагачення залізняку Кривбасу.

Б.Г.Егізаровим введено рентгенорадіометричний метод збагачення руд кольорових металів і т.д.

Фізичні основи процесу сортування

Процес сортування включає наступні операції: 1) підготовку до збагачення; 2) віднесення частинок до певного сорту; 3) виділення їх з потоку матеріалу.

Найбільш відповідальним етапом у процесі сортування є **визначення сорту** порції корисної копалини. Сорт корисної копалини частіше за все визначається за непрямою ознакою. Наприклад, алмаз відрізняють від супутніх мінералів за люмінесцентним світінням під дією рентгенівських променів, а не за вмістом у ньому вуглецю. Вугілля від породи відрізняють за

різною інтенсивністю ослаблення радіоактивного випромінювання при просвічуванні шматка, а не за його зольністю і т. д.

Показник, за яким оцінюють якість корисної копалини, називають *розділовою ознакою*.

У радіометричних методах якість порції корисної копалини оцінюють за зміною інтенсивності або складу випромінювання, направлено на цю порцію. Принципова схема, що відображає проходження випромінювання через частинку гірської породи, представлена на рис. 2.1.

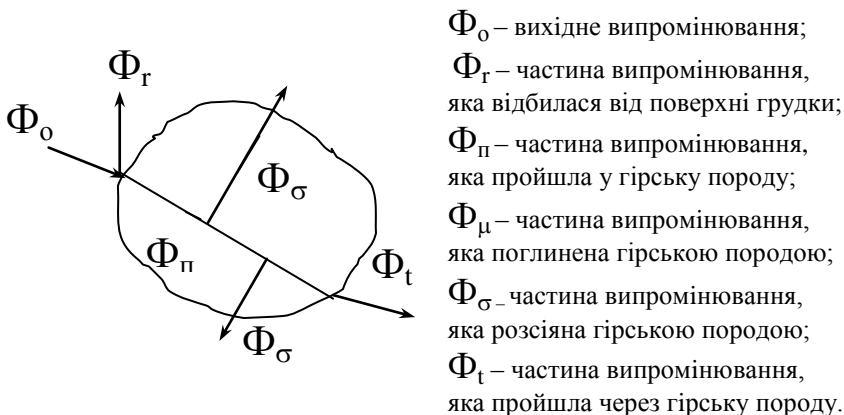


Рис. 2.1. Схема проходження випромінювання через гірську породу

Для межі розділу *повітря-гірська порода* справедливе наступне рівняння:

$$\Phi_0 = \Phi_p + \Phi_r.$$

У свою чергу: $\Phi_p = \Phi_\sigma + \Phi_\mu + \Phi_t$.

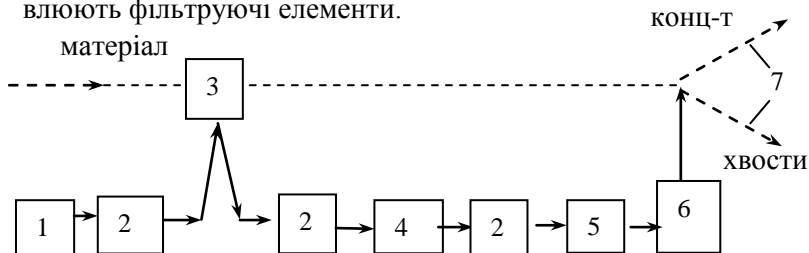
Тоді $\Phi_0 = \Phi_r + \Phi_\sigma + \Phi_\mu + \Phi_t$.

Якщо розділити обидві частини рівняння на Φ_0 , отримаємо: $1 = r + \sigma + \mu + t$,

Де r , σ , μ , t - коефіцієнти відбиття, розсіяння, поглинання, пропускання.

У схемах радіометричного сортування (Рис. 2.2), реєструючи параметри випромінювання (видозміненого) за допомогою приймача випромінювання, отримують інформацію про властивості речовини. Між приймачем випромінювання і блоком виведення порції включають вузол переробки інформації. Для

зменшення похибки вимірювання властивостей порції встановлюють фільтруючі елементи.



1 - джерело впливу; 2 - фільтруючий елемент; 3 - об'єкт (порція, частинка, шматок); 4 - приймач сигналу; 5 - вузол обробки інформації; 6 - вузол виведення об'єкта з потоку; 7 - траєкторія руху об'єктів.

Рис. 2.2. Схема сортування корисних копалин

Класифікація способів сортування

Відмінність властивостей мінералів, які збагачують, впливає на проходження променів через них. При цьому мають місце наступні варіанти (Рис. 2.3).

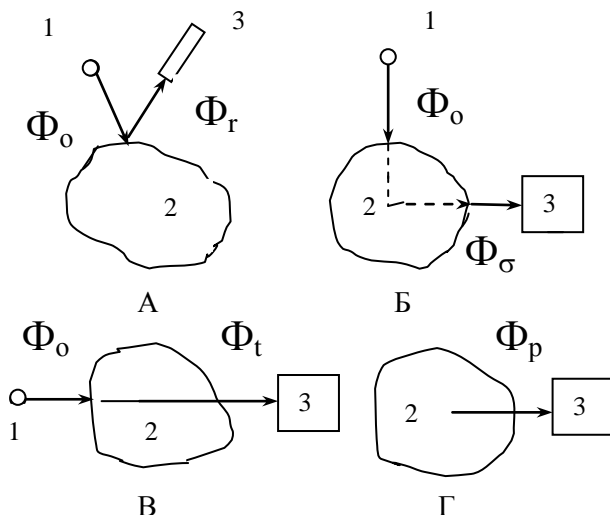


Рис. 2.3. Способи сортування:

1 – джерело випромінювання; 2 - частинка мінералу; 3 - приймач випромінювання.

У залежності від характеру проходження випромінювань через речовину розрізняють наступні способи сортування:

А - радіометричне сортування з використанням відбитого випромінювання;

Б - радіометричне сортування з використанням розсіяного випромінювання;

В - радіометричне сортування з використанням випромінювання, яке пройшло через гірську породу (абсорбційний спосіб);

Г - радіометричне сортування з використанням випромінювання, що генерується частинкою мінералу (авторадіометричний спосіб).

Авторадіометричний спосіб не вимагає застосування джерела випромінювання, оскільки використовує відмінність у природній радіоактивності руд (Φ_p).

Властивості компонентів, що розділяються

До властивостей сировини, що справляють вирішальний вплив на показники сортування, належать:

1. Вміст цінного компонента.
2. Речовинний склад.
3. Гранулометричний склад.
4. Розподіл цінного компонента в зернах корисної копалини.
5. Контрастність корисної копалини.

Вміст цінного компонента в сировині є основною характеристикою, що визначає його цінність.

Мінімальний (граничний) вміст корисного компонента визначається розвитком техніки і технології збагачення, а також економічними чинниками.

Речовинний склад визначає той або інший вид сортування. Наприклад, можна реєструвати тільки який-небудь хімічний елемент, або хімічну сполуку.

Гранулометричний склад впливає на спосіб сортування. Наприклад, для некласифікованого матеріалу прийнятне порційне сортування. Крупні класи сортують в погрудковому режимі. Для способів, які найчастіше використовують сьогодні на практиці, верхня межа погрудкового сортування становить 300 мм. Нижня межа крупності залежить від методу сортування. Для проникних випромінювань вона становить 25 мм, для видимих - 5 мм. Для більшості сепараторів модуль збагачуваного матеріалу складає $D_{max}/d_{min} = 2$. Тому початковий (вихідний) матеріал необхідно розділяти на 5-7 класів.

Розподіл цінного компонента в зернах корисної копалини

При підготовці руди до збагачення отримують зерна трьох типів:

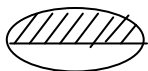
1. Ті, що містять тільки корисний мінерал.
2. Ті, що містять тільки породні мінерали.
3. Зростки.

Найкращі результати досягаються при відсутності зростків.

Можна виділити 3 типи розподілу матеріалу в зернах-зростках:



1. Рівномірне по всьому об'єму з виходом окремих краплень на поверхню.



2. Концентроване, з виходом корисного мінерала на поверхню.



3. Концентроване, при якому цінний компонент не виходить на поверхню.

Зростки 1-го і 2-го типів можна виділяти з матеріалу з використанням випромінювань у видимому діапазоні.

Зростки 3-го типу виділяють в концентрат тільки при використанні проникних випромінювань.

Контрастність корисної копалини

Процес збагачення оснований на відмінності компонентів у властивостях. Чим більша ця відмінність, тим вища контрастність. Показник контрастності введений В.А.Мокроусовим для оцінки коливання вмісту цінного компонента в окремих зернах. Цей показник застосовують для визначення контрастності вузького класу крупності.

$$M = \sum_{i=1}^{i=n} (\alpha_i - \alpha) q_i / \alpha,$$

де n - число зерен; α_i , α - вміст цінного компонента в i -тому зерні і в руді, %; q_i - частка маси зерна в загальній масі проби, частки од.

За контрастністю руди поділяють на наступні категорії:

1. Неконтрастні.....($M < 0.5$)
2. Низькоконтрастні.....($M = 0.5-0.7$)
3. Контрастні.....($M = 0.7-1.1$)
4. Висококонтрастні.....($M = 1.1-1.5$)
5. Особливо контрастні.....($M > 1.5$)

Лекція № 3

Оцінка ефективності процесу сортування

Сортування являє собою процес розділення, який може оцінюватися за допомогою наступних показників:

- Якість і вихід продуктів розділення.
- Вилучення цінних компонентів у продукти збагачення.
- Ступінь концентрації.
- Ефективність.

Ефективність процесу *ручного* сортування характеризується:

- коефіцієнтом сортування пустої породи ε , %;
- залишковим засміченням $P_{\text{зал}}$, % ;
- числом працюючих сортувальників і їх продуктивністю праці.

Коефіцієнт сортування пустої породи ε визначають за формулою:

$$\varepsilon = 100 Q/Q_p, \quad \%,$$

де: Q і Q_p - маса пустої породи відповідно у відсортованій і початковій (вихідній) руді, в тоннах.

Залишкове засмічення $P_{\text{зал}}$ визначається за формулою:

$$P_{\text{зал}} = 100 Q_{\text{зал}} / D, \quad \%,$$

де $Q_{\text{зал}}$ - маса пустої породи, що залишилася в руді після сортування, в кілограмах; D - маса проби руди після сортування, в кілограмах.

Технологія сортування корисних копалин

У технології сортування виділяють 5 основних задач:

1. Виділення чистих мінералів, придатних для використання без подальшого збагачення.
2. Попередня концентрація цінного компонента.
3. Розділення корисної копалини на різні технологічні типи.

4. Отримання крупногрудкових концентратів для хімічної або металургійної обробки.

5. Доведення чорнових концентратів, отриманих іншими способами.

1 задача отримання чистих компонентів на сьогодні практично втратила своє значення, оскільки вичерпані родовища самородних металів.

2 задача пов'язана з попереднім збагаченням кондиційних руд. Попереднє збагачення дає можливість підвищити продуктивність фабрики (комбінату), зменшити витрати на дроблення і подрібнення за рахунок виведення з процесу крупногрудкової породи. Виведення при цьому становить 20-50 % від вихідного. При попередньому збагаченні некондиційних руд забезпечують отримання максимального виходу концентрату при мінімально допустимому вмісті цінного компонента.

3 задача передбачає попереднє розділення руди на окремі технологічні типи, що відрізняються за своїми властивостями і речовинним складом. Наприклад, доцільно заздалегідь розділити оксиди і сульфіді мінералів, оскільки кожний тип збагачується за своєю технологією, при цьому досягається більше вилучення корисного компонента.

4 задача полягає в отриманні концентратів заданої крупності для металургійних підприємств. Ця задача досягається або гранулюванням тонкодисперсних концентратів, або, якщо дозволяє вкрапленість, за допомогою сортування в грудковому вигляді.

5 задача - доведення концентратів, отриманих іншими способами збагачення. Наприклад, доведення алмазів після гравітаційного збагачення з допомогою фотометричних методів.

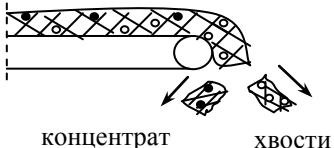
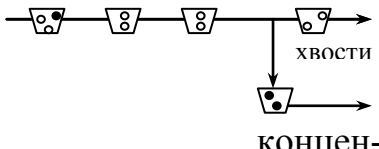
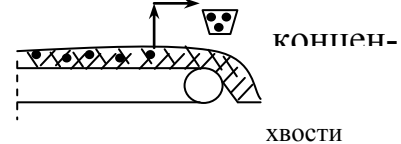
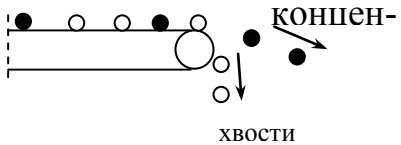
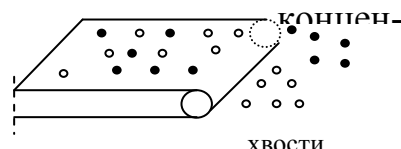
Режими сортування корисних копалин

Особливістю сортування є наявність обов'язкових операцій транспортування корисної копалини і виділення з потоку порцій (грудок) заданої якості (табл. 3.1).

Транспортування корисної копалини може здійснюватися:

- 1) за допомогою конвеєрного транспорту суцільним ущільненим потоком;
- 2) в окремих ємкостях (дискретними порціями);
- 3) окремими грудками, розташованими одна за одною;
- 4) окремо розташованими грудками на площині;
- 5) окремими грудками у якомусь об'ємі.

Таблиця 3.1 – Характеристика режимів сортування

Транспортний потік	Потік, що виділяється	Схема сортування	Режим	Область застосування
Ущільнений потік	Порція (частина потоку)		Поточно-порційний	Дрібнопорційне сортування
Дискретні порції	Порція (вагонетка, ківш)		Дискретно-порційний	Сортування на радіометричних контрольних станціях
Суцільний потік	Грудка		Поточно-грудковий	Вибірка дорогоцінного каміння, металу, породи
Окремі грудки	Грудка		Погрудковий	Класифікований матеріал рудних і нерудних корисних копалин
Розосереджені грудки	Грудка		Плоскогрудковий	Класифікований матеріал рудних і нерудних корисних копалин

При реалізації кожного з цих способів транспортування виділення матеріалу з потоку можна здійснювати по одному зерну (грудці) або порцією (всього 10 режимів). У практиці застосовують тільки п'ять режимів.

Перші два режими є порційні, останні – погрудкові.

Порційні режими забезпечують велику продуктивність при низькій якості продуктів розділення.

Погрудкові режими сортування забезпечують високу якість продуктів розділення, але малу продуктивність.

Підготовка корисної копалини до сортування

При підготовці корисної копалини до сортування вирішують дві задачі:

- операції сортування;
- забезпечення нормального (ефективного) протікання процесу сортування.

Перша задача досягається підготовкою матеріалу за **крупністю**, друга - підготовкою **поверхні** частинок, що сортуються.

При підготовці корисної копалини за крупністю використовують операції дроблення і грохочення. Мета дроблення - доведення до заданої крупності при максимальному розкритті компонентів корисної копалини.

Крупність матеріалу, що збагачується сортуванням, становить 5-250 мм з розбиттям на вузькі класи крупності при модулі 2-3. Не допустиме передрібнення вже розкритого мінералу, оскільки це приводить до різкого зниження продуктивності.

Друга задача, що визначає ефективне ведення процесу, досягається підготовкою поверхні частинок. Особливо це важливо для методів, що використовують випромінювання оптичного діапазону. Забруднення поверхні частинок погіршує їх відбивну здатність.

Застосовують два способи підготовки поверхні:

- промивка (можливо з просушуванням);
- вплив на частинки вібрації з відсмоктуванням пилу.

Продуктивність процесу механізованого сортування залежить від використаного режиму.

При потоково-порційному режимі:

$$Q_{\text{пп}} = 3600 m_n / t_{\text{обс}}, \text{ т/год},$$

де m_n - маса елементарної порції, т; $t_{\text{обс}}$ - час обслуговування елементарної порції, с.

Для класу крупності 20 - 100 мм маса порції 5 - 8 кг. Зі зменшенням крупності маса порції меншає.

При погрудковому режимі:

$$Q_k = 3600 \cdot V \cdot \rho \cdot n, \text{ т/год},$$

де V - об'єм грудки, м^3 ; ρ - густина речовини грудки, т/м^3 ; n - частота спрацювання виконавчого механізму, с^{-1} .

При шароподібній формі грудки $V = \pi \cdot d_{\text{сер}}^3 / 6$, де $d_{\text{сер}}$ - середній діаметр грудки, м.

$$\text{Тоді } Q_k = Q_k \cdot 3600 \cdot \pi \cdot d_{\text{сер}}^3 \cdot \rho \cdot n / 6; \quad Q_k = 600 \cdot \pi \cdot d_{\text{сер}}^3 \cdot \rho \cdot n, \text{ т/год}.$$

При плоско-грудковому режимі:

$$Q_{\text{п-г}} = 3600 V' \cdot \rho \cdot n, \text{ т/год},$$

де V' - приведений об'єм грудок, що одночасно входять в зону сепарації по всіх уявних або дійсних каналах, м^3 .

$V' = V \cdot k$, де V - об'єм однієї грудки (зерна), м^3 ; ($V = \pi d^3 / 6$), k - число уявних каналів. $k = k_3 B / d_{\text{сер}}$, де k_3 - коефіцієнт заповнення зони сепарації за шириною;

B - ширина зони сепарації, м; $d_{\text{сер}}$ - середній діаметр грудки, що сортується, м.

$$\text{Тоді } V' = V k_3 B / d_{\text{сер}}$$

$$Q_{\text{п-г}} = 3600 V \cdot k_3 \cdot B \cdot \rho \cdot n / d_{\text{сер}} = 3600 \pi \cdot d_{\text{сер}}^3 \cdot k_3 \cdot B \cdot \rho \cdot n / 6 d_{\text{сер}} = 600 \pi \cdot d_{\text{сер}}^2 \cdot k_3 \cdot B \cdot \rho \cdot n.$$

$$Q_{\text{п-г}} = 600 \pi \cdot d_{\text{сер}}^2 \cdot k_3 \cdot B \cdot \rho \cdot n, \text{ т/год}.$$

Ручне сортування

Ручне сортування застосовується:

- перед дробленням і грохоченням для виділення породи у вуглевидобутку і збагаченні;
- при виділенні дорогоцінних каменів, слюди і інших мінералів.

При ручному сортуванні використовують відмінності в кольорі, блиску, формі, структурі мінералів (Рис. 4.1).

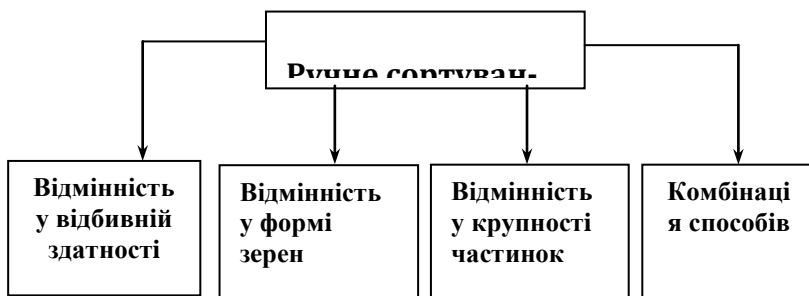


Рис.4.1. Принципи ручного сортування

У процесі ручного сортування оцінка сорту і виділення частинок здійснюється людиною. Виведення частинок є трудомісткою операцією, що обмежує максимальну крупність (300 мм) і продуктивність сортування.

Ручне сортування здійснюється на конвеєрах, обертових столах, жолобах. Ручне сортування може виконуватися в шахтних умовах і на збагачувальній фабриці. У шахтних умовах сортування ведуть на настилах, полицях після відпалювання руди. Порода використовується для закладальних робіт. Середня продуктивність сортувальника за зміну становить 10-14 тонн.

В умовах збагачувальної фабрики сортування, як правило, проводиться на конвеєрах з розміщенням сортувальників з двох або з одного боку конвеєра (Рис 4.2). При цьому матеріал подається в один шар.

Ширина стрічки знаходиться в межах 0.7-1.4 м при однобічній і двобічній вибірці. В останньому випадку сортувальники розташовуються в шаховому порядку.

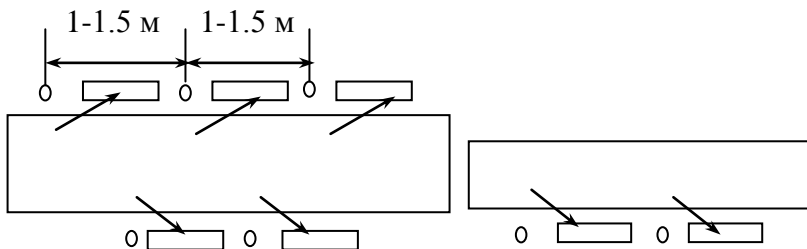


Рис. 4.2. Схема розміщення породосортувальників

Продуктивність ручного сортування залежить від крупності руди, вмісту породи, кваліфікації сортувальників. При крупності руди 20-40 мм продуктивність сортувальника становить 1.5 т/зміну і 3 т/зміну при крупності 200-300 мм.

Велике значення для сортування має *освітлення робочої зони*:

- розсіяне;
- направлене;
- певного спектрального складу.

Ряд мінералів змінює колір при опроміненні ультрафіолетовими променями:

- алмаз - блакитний;
- сфалерит - жовтий;
- церусит (PbCO_3) - жовтий і т.д.

Порційне сортування корисних копалин

Сортування в потоково-порційному і дискретно-порційному режимі дає можливість:

- виділити відвальні хвости;
- розділити корисну копалину на окремі сорти.

Дискретно-порційний режим забезпечує більш точне вимірювання, оскільки під час виміру порція нерухома. Виключається вплив перешкод від сусідніх порцій.

Дискретно-порційний режим поділяється на:

- автоматичний;
- механізований;
- немеханізований.

При автоматичному сортуванні операції подачі ємкості з корисною копалиною на вимірювання, вимірювання вмісту

цінного компонента, виведення з рудою на розвантаження і облік здійснюється автоматичним пристроєм.

При механізованому сортуванні операція вимірювання якості руди проводиться оператором.

У першому і другому режимах операція вимірювання якості руди поєднується зі зважуванням матеріалу.

При немеханізованому сортуванні олов'яних, свинцево-цинкових руд, залізняку для підвищення достовірності здійснюють багаторазові вимірювання в різних точках порції. Для вагонеток вантажопідйомністю 1-3 т число вимірювань становить 12-15, для автомашин масою 10-15 т - 30, для вагонів вантажопідйомністю 40-60 т - 100.

Погрудкове сортування корисних копалин

Погрудкове автоматичне сортування корисних копалин може здійснюватися в двох режимах: грудковому і плоскогрудковому.

Основними операціями цих режимів є:

1. Формування потоку грудкового матеріалу.
2. Підготовка поверхні грудок (шматків).
3. Визначення сорту шматків і прийняття рішення.
4. Виділення різного сорту шматків у окремі продукти.

1. Формування потоку грудкового матеріалу

Формування потоку грудкового матеріалу включає наступні операції:

- Формування заданих відстаней між грудками.
- Забезпечення стабільної швидкості руху грудок.
- Забезпечення безперервності процесу сортування.
- Регулювання продуктивності.
- Стабілізацію траєкторії руху грудки.

Основною вимогою, що висувається до пристроїв формування погрудкового потоку матеріалу, є **забезпечення заданого інтервалу** між грудками при їх транспортуванні. Ці вимоги впливають з умов, що сусідні грудки не повинні сприйматися як одна і не повинні спотворювати результати визначення сорту. Пристрої формування потоку становлять 80% площі сепаратора.

Стабілізація швидкості проходження грудками відстані між зоною визначення сорту і зоною виділення грудок визна-

часться необхідністю затримувати керуючі сигнали на один і той же час.

Безперервність процесу і регулювання продуктивності забезпечуються наявністю в сепараторах бункера. Бункер обладнаний заслінкою, яка регулює величину випускного отвору. Матеріал може розвантажуватися під дією сил гравітації, вібрації, відцентрових, тертя.

Стабілізація траєкторії руху грудки забезпечується рухом частинок разом зі стрічкою в зону визначення сорту і виділення грудки.

Пристрої формування погрудкової подачі

Розрізняють 3 види пристроїв, що забезпечують:

- Детерміноване формування погрудкової подачі.
- Статистичне формування погрудкової подачі.
- Статистичне формування плоскогрудкової подачі.

У пристроях детермінованого **формування погрудкової** подачі матеріалу вузли захоплення грудок закріплюють на транспортному пристрої на рівній відстані один від одного. При цьому грудки розташовуються на одній лінії в одній площині. Пристрої цього типу застосовуються для матеріалів правильної форми, невеликої крупності, при малій продуктивності.

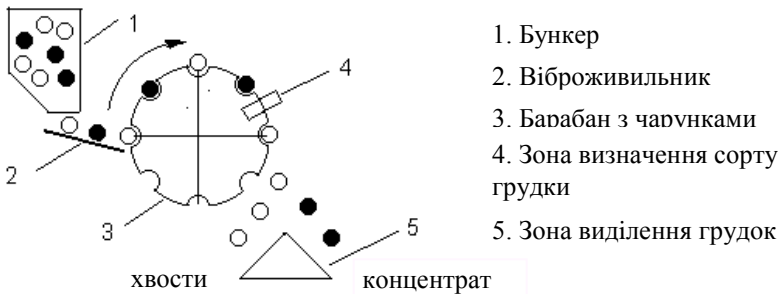


Рис. 5.1. Детерміноване формування погрудкової подачі матеріалу

У пристроях статистичного **формування погрудкової** подачі задана відстань між сусідніми грудками забезпечується при перевантаженні матеріалу з одного транспортного пристрою на інший, який рухається з більшою швидкістю (Рис. 5.2). Рух час-

тинок в одну лінію досягається профілюванням транспортного пристрою. Форма профілів наведена на рис. 5.2.:

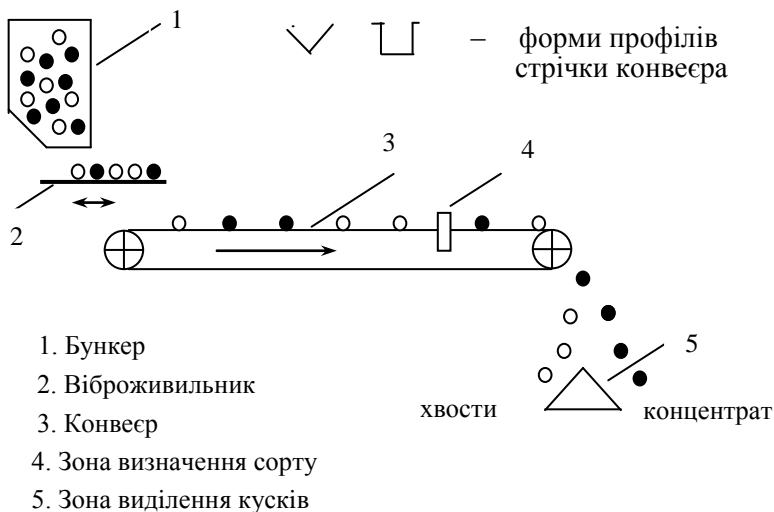


Рис. 5.2. Статистичне формування погрудкової подачі матеріалу

Пристрої статистичного формування плоскогрудкової подачі застосовують для матеріалів з грудками неправильної форми і забезпечують найбільшу продуктивність, оскільки матеріал розосереджується по всій площині пристрою, що транспортується. Приклад: сепаратор РС-24 (24-канальний).

2 Підготовка поверхні грудок

У підготовку поверхні грудок входять наступні операції:

2.1 Очищення поверхні від забруднень.

2.2 Посилення відмінностей властивостей, що використовуються при сортуванні, або створення їх (у разі необхідності).

2.1 Операції знепилення і промивки можуть здійснюватися поза сепаратором або на вході в сепаратор у зоні формування погрудкової подачі (Рис. 5.3).

2.2 Для посилення контрасту іноді застосовують реагенти, які селективно діють на частинки, утворюючи на них забарвлену плівку.

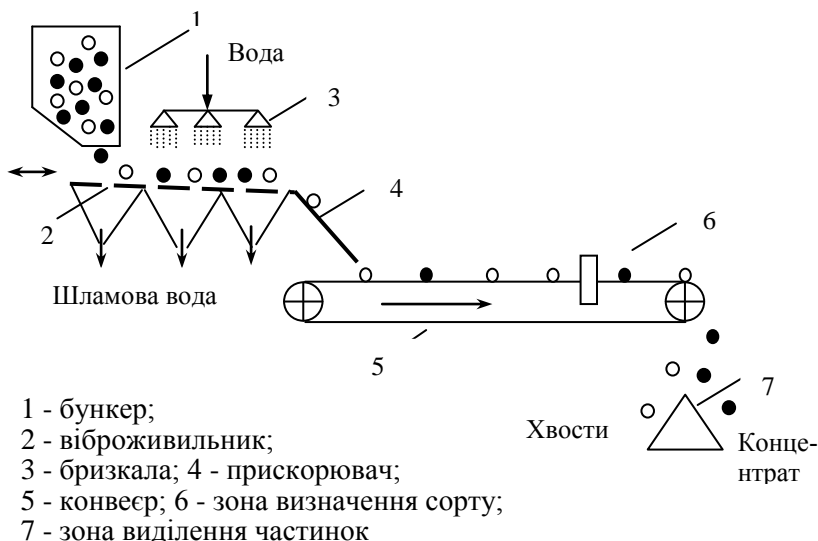


Рис. 5.3. Статистичне формування погрудкової подачі з промивкою матеріалу

3. Визначення сорту грудки

Визначення сорту грудки включає наступні операції:

3.1 Вплив на кусок (опромінення).

3.2 Реєстрацію ефекту взаємодії (опромінення).

3.3 Визначення розмірів грудки.

3.4 Кількісну оцінку розділової ознаки і віднесення до певного сорту.

3.5 Визначення моменту проходження грудки через зону виділення.

3.6 Формування команди на видалення.

Перші три операції (3.1; 3.2; 3.3) реалізують за допомогою виміральної камери, схема якої залежить від типу випромінювання і властивостей матеріалу. Сорт грудки можна визначати:

за коефіцієнтом відбиття;

за коефіцієнтом поглинання;

за коефіцієнтом розсіювання;

за інтенсивністю генерування випромінювання;

за природною радіоактивністю;

за різною інтенсивністю інфрачервоного випромінювання нагрітих тіл.

При визначенні сорту грудки за коефіцієнтом відбиття у видимій зоні спектра використовують одно-, дво-, три- і багатокоординатний огляд грудок (Рис. 5.4).

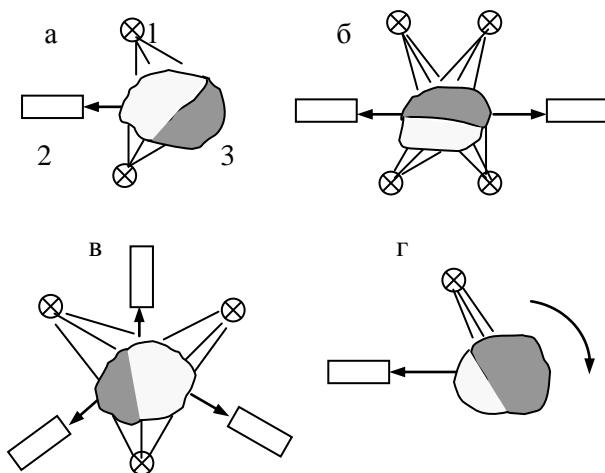


Рис. 5.4. Визначення сорту грудки за даними вимірювання коефіцієнта відбиття: 1 - джерело випромінювання; 2 - приймач випромінювання; 3 – грудка; а, б, в, г - відповідно з одно-, дво-, три- і багатокоординатним оглядом грудки

При будь-якому способі огляду грудки точність розділової ознаки визначається відношенням поверхні, від якої сприймається випромінювання, до поверхні грудки.

Крім вказаних способів можливий огляд скануванням грудок, розташованих упоперек стрічки.

Існує ряд способів для визначення сорту грудки за коефіцієнтом поглинання. Величина поглинання залежить від властивостей мінералу і від його маси. Тому при визначенні розділової ознаки вводять корекцію на масу. На рис. 5.5 представлено варіант схеми визначення сорту грудки за вимірюванням коефіцієнта поглинання.

Визначення сорту грудки за коефіцієнтом розсіювання й інтенсивністю генерування випромінювання здійснюють із застосуванням наступних схем (Рис. 5.6).

Визначення сорту шматка за природною радіоактивністю здійснюється за наступною схемою (Рис. 5.7).

При теплотричному сортуванні використовують різну інтенсивність інфрачервоного випромінювання нагрітих тіл.

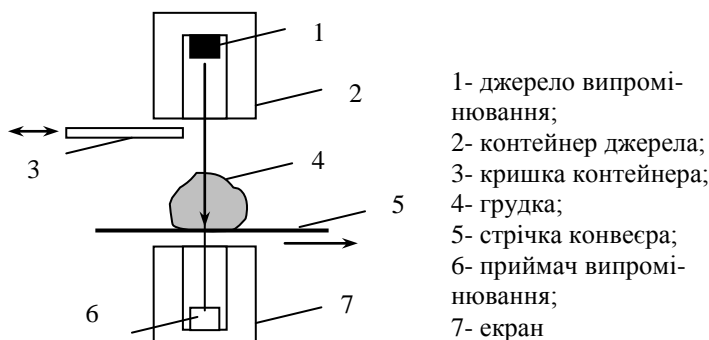


Рис. 5.5. Визначення сорту грудки (шматка) за коефіцієнтом поглинання

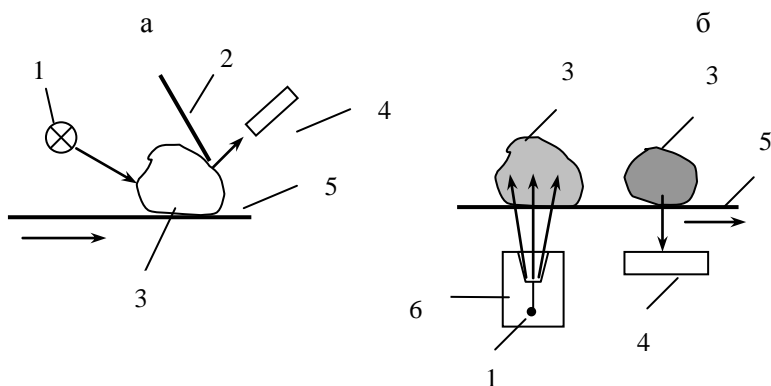


Рис. 5.6. Визначення сорту грудки:
 а - вимірюванням коефіцієнта розсіювання; б - вимірюванням інтенсивності генерованого випромінювання (для мінералів з наведеною радіоактивністю); 1 - джерело випромінювання; 2 - екран; 3 - грудка; 4 - приймач випромінювання; 5 - транспортний елемент; 6 - контейнер джерела

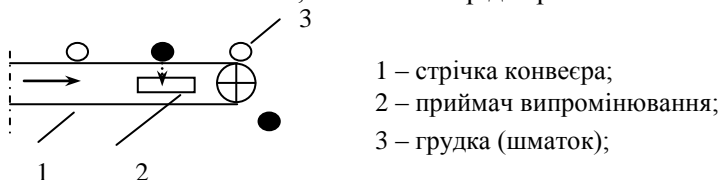


Рис. 5.7. Визначення сорту грудки за природною радіоактивністю

Розрахунок розділової ознаки

Визначення сорту частинок, що розділяються, складається з реєстрації ознаки, що відображає властивості реальної частинки, обробки інформації за заданим алгоритмом з отриманням характеристики, пропорційної вмісту корисного компонента, яку називають розділовою ознакою.

При сортуванні уранових руд розділовою ознакою є інтенсивність випромінювання J_y , пропорційна вмісту радіоактивного компонента α_y :

$$\alpha_y = \kappa J_y,$$

Цей вираз є найпростішим алгоритмом розрахунку розділової ознаки (вмісту).

Реєстрація природної радіоактивності здійснюється газорозрядними лічильниками, на виході яких з'являються імпульси різної форми, тривалості та амплітуди.

Інтенсивність випромінювання характеризується частотою проходження імпульсів від грудки (шматка корисної копалини). При реалізації сортувального пристрою за заданим алгоритмом до складу радіометра вводять блок затримки сигналу, оскільки час обробки сигналу менший за час руху грудки від вимірювальної камери до виконавчого механізму. Тобто сигнал треба затримати, поки шматок вийде з потоку матеріалу (Рис. 5.8).

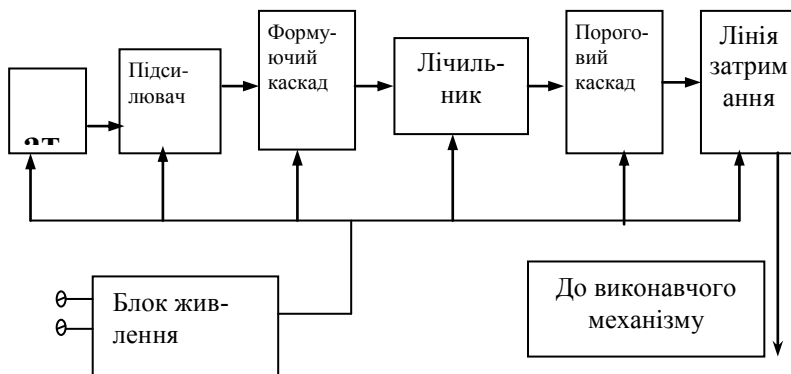


Рис. 5.8. Блок-схема обробки інформації

Наведена схема не враховує розмір грудки, від якого залежить інтенсивність випромінювання.

Алгоритм визначення розділової ознаки з урахуванням маси грудки має наступний вигляд:

$$\alpha_y = \kappa J_y / m_k, \text{ де } m_k - \text{ маса грудки.}$$

Вважаючи, що грудка має форму кулі, отримаємо

$$\alpha_y = \kappa J_y / V \rho = \kappa J_y / (\pi d^3 / 6) \rho = 6 \kappa J_y / \pi d^3 \rho = \kappa_1 J_y / d^3,$$

де $\kappa_1 = 6 \kappa / \pi \rho$

$$\text{Таким чином: } \alpha_y = \kappa_1 J_y / d^3$$

Цей алгоритм дозволяє збільшити точність визначення розділової ознаки і розширити діапазон крупності матеріалу, який сортується, але для цього необхідно знати розмір грудки.

Для визначення розміру грудки можна застосувати безконтактний метод з використанням фоторелейних елементів. Діаметр оцінюється за тривалістю імпульсу t_n затінення фотоелемента при постійній швидкості руху грудок V_k .

$$\text{Тоді: } d = t_n V_k$$

4. Операція виділення частинок в різномірні продукти

Виведення частинок з потоку здійснюється виконавчими механізмами (Рис. 5.9).

Розрізняють наступні типи виконавчих механізмів:

Механічні (МВМ): шибер, заслінка.

Пневматичні (ПВМ) - видалення частинок проводиться стиснутим повітрям з допомогою пневмоклапана.

Електричні - видалення частинок проводиться за рахунок електричних сил, що впливають на частинку.

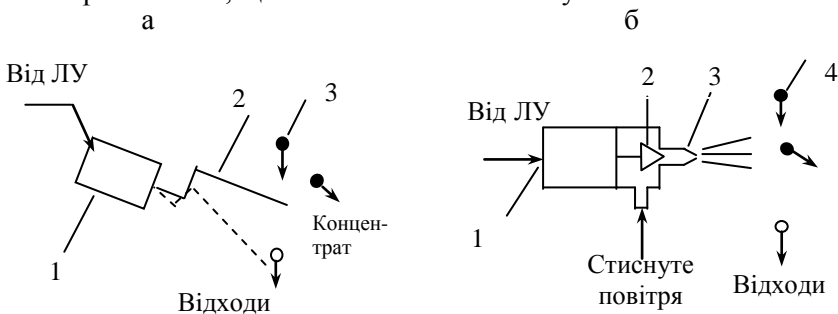


Рис. 5.9. Типи виконавчих механізмів:

а - механічний (МВМ): 1- електропривод; 2 - шиберна пластинка; 3 - грудка;

б - пневмоклапан (ПВМ): 1- електропривод; 2- клапан; 3- сопло; 4 – грудка

Лекція № 6

Апарати для погрудкового і плоскогрудкового сортування Практика погрудкового сортування корисних копалин

У практиці збагачення в залежності від властивостей мінералу і типу джерела випромінювання застосовуються наступні типи сепараторів (табл. 6.1).

Таблиця 6.1 - Класифікація сепараторів в залежності від виду випромінювання

Тип сепараторів	Вид випромінювання λ , нм
1. Авторадіометричні	$<10^{-2}$ γ - випромінювання
2. Гамма-абсорбційні	$< 10^{-2}$ γ - випромінювання
3. Рентгенофлюоресцентні	$5 \cdot 10^{-2}$ -10 рентгенівське
4. Рентгенолюмінесцентні	$5 \cdot 10^{-2}$ -10 рентгенівське
5. Нейтронно-активаційні	10^{-2} - 10^{-1} нейтронне
6. Фотолюмінесцентні	100-380 ультрафіолетове
7. Фотометричні	$(3.8-7.6)10^2$ видиме світло
8. Теплометричні	$>7.6 \cdot 10^2$
9. Електрометричні	

Авторадіометричний спосіб сортування

Цей спосіб застосовується для збагачення природно-радіоактивних руд - уранових, торієвих. Ці руди генерують α , β , γ -випромінювання. α і β -випромінювання сильно розсіюються. Тому в авторадіометричних сепараторах використовують γ -випромінювання.

Авторадіометричне сортування використовують тільки для чисто уранових і комплексних уранових руд.

Вміст урану в уранових рудах коливається від 3 % (1-й сорт) до 0.1 % (4-й сорт).

До комплексних руд належать:

- золото-уранові;

- фосфорно-уранові;
- урано-ванадієві;
- урано-мідні;
- урано-піритні;
- вугілля і сланці, що містять уран із вмістом урану від 0.01 до 0.05 %.

Нижня межа крупності уранових руд 25 мм. Принципова схема сортування наведена на рис. 6.1.

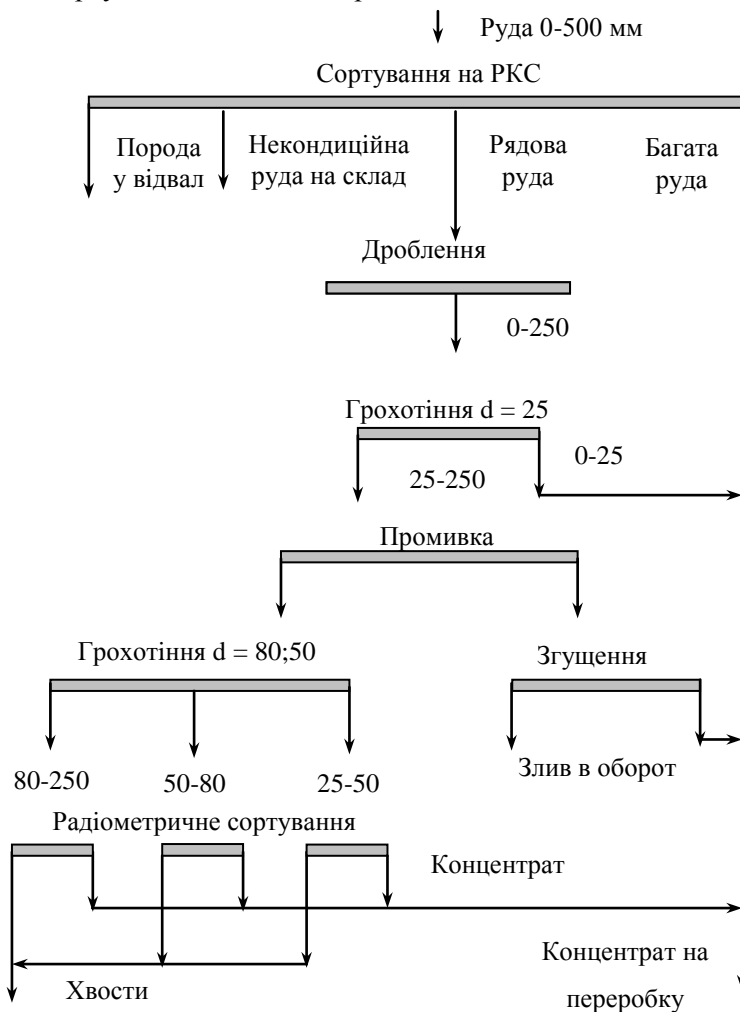


Рис. 6.1. Схема радіометричного сортування уранової руди

Люмінесцентне сортування

Цей спосіб використовує відмінності в холодному свіченні (люмінесценції) мінералів під впливом рентгенівських або ультрафіолетових променів. У залежності від виду джерела випромінювання виділяють рентгенолюмінесцентне (РЛ) і фотолюмінесцентне (ФЛ) сортування.

Спектральний склад люмінесцентного свічення залежить:

- від будови кристалічних ґраток мінералу (його властивостей);
- вмісту люмінесцюючих домішок (люміногенів);
- вмісту домішок-гасителів люмінесценції;
- умов дослідження (температури, вологості мінералу).

До мінералів, люмінесценція яких зумовлена кристалічними ґратками, відносять шесліт, повеліт (мінерали, що містять вольфрам), алмази.

Іноді люмінесценція може бути викликана присутністю люміногенів (уран, рідкісноземельні елементи). Домішки заліза, нікелю іноді стають гасителями люмінесценції. Крім того, гасіння спостерігається при підвищенні температури. Нагрів алмазу до 1200 °С викликає повне гасіння свічення.

Люмінесцентний метод в основному застосовується для збагачення (доведення) руд, що містять алмази.

На рис.6.2 показана схема рентгенолюмінесцентного сепаратора АРЛ-1 для доведення алмазів.

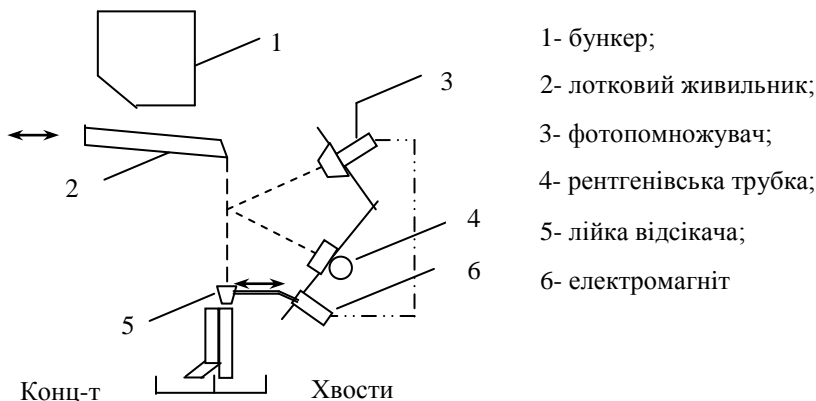


Рис. 6.2. Рентгенолюмінесцентний сепаратор

(автори - Фінне, Красов)

Фотонейтронний метод

Цей метод оснований на різній інтенсивності випромінювання нейтронів мінералами при опроміненні їх гамма-променями. Метод застосовується при збагаченні берилієвих руд, оскільки ядра берилію здатні випускати нейтрони при опроміненні γ -променями. Джерелом випромінювання є ізотоп сурми ^{125}Sb .

Нейтронно-активаційний метод

Цей метод оснований на відмінності в інтенсивності випромінювання мінералами при наведеній (штучній) радіоактивності руди, яка виникає при опроміненні її потоком нейтронів. Застосовується для сортування флюоритових руд на установці СО-2.

Абсорбційне сортування

Метод оснований на відмінності в здатності мінералів поглинати (ослаблювати) випромінювання, що пропускається через них. У залежності від випромінювань, що використовуються, розрізняють наступні методи:

- гамма-абсорбційний;
- нейтронно-абсорбційний;
- рентгеноабсорбційний;
- фотоабсорбційний.

Гамма-абсорбційний спосіб запропонований в 1956 році В.Д.Горошком для збагачення вугілля. Однак він може бути використаний при сортуванні хромових, ртутних, сурм'яних (стибієвих), свинцевих руд, залізняку.

На рис.6.3 наведена схема сортування залізняку гамма-абсорбційним способом.

Нейтронно-абсорбційне сортування

Цей метод оснований на різній здатності мінералів ослаблювати потік нейтронів внаслідок захоплення їх ядрами хімічних

елементів. Метод може застосовуватися для збагачення борних, літєвих руд крупністю 25-200 мм.

Фотометричне сортування

Метод оснований на відмінності спектра у видимій частині випромінювання, відбитого від мінералу.

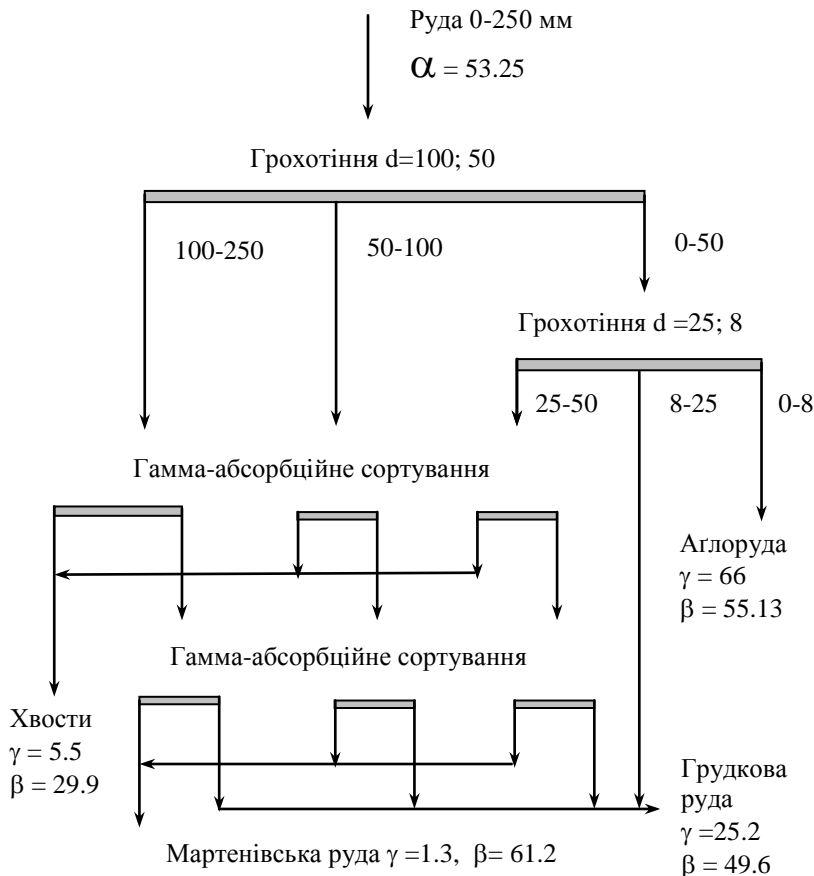


Рис.6.3. Схема гамма-абсорбційного сортування залізняку

Широкі можливості фотометричного сортування пояснюються доброю вивченістю мінералів з точки зору їх кольору, прозорості, блиску.

Метод застосовується для сортування мінералів крупністю 3(1) - 300 мм. Існують вітчизняні та закордонні аналоги вискоефективних апаратів, які сортують матеріал в моношаровому та розосередженому потоці грудок.

Як правило, фотометричне сортування включається в схему збагачення вузьких класів крупності після операцій грохочення.

На рис.6.4 наведена схема сортування доломітової руди із застосуванням фотометричних методів.

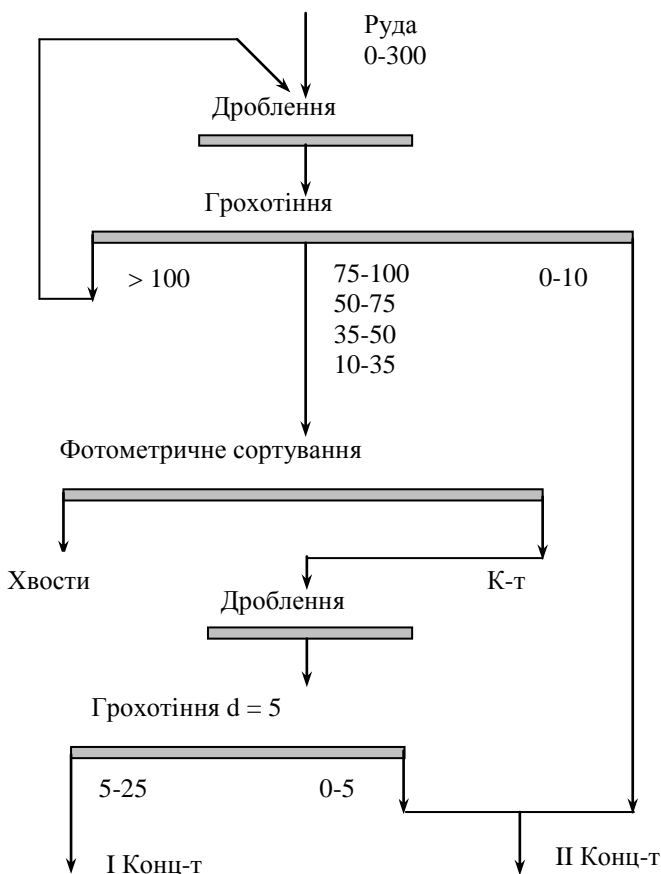


Рис. 6.4. Схема фотометричного сортування доломітової руди

Техніко-економічні показники сортування

Застосування сортування дає можливість:

1. Вивести у відвальні хвости частину початкового (вихідного) продукту. Це знижує собівартість переробки матеріалу, забезпечує підвищення продуктивності фабрики.
2. Застосувати більш прості процеси подальшої переробки збагачуваного продукту.
3. Знизити витрати на підготовку руди за рахунок виведення хвостів і концентрату в крупногрудковому вигляді.
4. Зменшити забруднення навколишнього середовища (наприклад флотореагентами).

Техніка безпеки при роботі з сортуючою апаратурою

При експлуатації сортуючої апаратури необхідно застосовувати обгороджування вузлів, що створюють підвищену небезпеку.

Електробезпека досягається суворим дотриманням правил експлуатації електроустановок.

Захист від проникаючого випромінювання досягається при виконанні наступних умов:

1. Створення і використання захисних екранів.
2. Захист відстанню.
3. Захист часом.
4. Систематичний контроль потужності випромінювань.

Найголовнішим є створення захисних екранів при установленні апаратури.

Контроль рівня радіації досягається використанням дозиметричної апаратури.

Гамма і рентгенівські випромінювання контролюються мікрорентгенометрами МРП-1, радіометрами СРП-2. Нейтронне випромінювання контролюється радіометрами ДН-1А або «Мідія».

Всі види проникаючих випромінювань контролюються універсальними дозиметрами РУП-1, РУС-7. Обслуговуючий персонал забезпечується індивідуальними засобами контролю.

Лекція № 7

Збагачення з використанням ефектів взаємодії грудок компонентів, що розділяються, з робочою поверхнею сепаратора

Загальні відомості

До процесів збагачення, об'єднаних в цю групу, належать:

1. Збагачення за пружністю.
2. Збагачення за тертям.
3. Комбіноване збагачення за тертям і пружністю.
4. Збагачення за формою.
5. Термоадгезійний метод збагачення.

Збагачувальний процес у даній групі методів іде з використанням об'ємних або поверхневих властивостей в одну операцію. Управління процесом включає:

1. Управління властивостями матеріалу, що сепарується (виділення вузького класу крупності, підсушку матеріалу).
2. Управління властивостями робочої поверхні:
 - кут нахилу;
 - частота обертання (коливання);
 - коефіцієнт тертя.

1. Збагачення за пружністю

Цей процес оснований на відмінності в пружності компонентів, що розділяються, які взаємодіють з робочою поверхнею сепаратора (плитою), що має постійні властивості. Процес здійснюється в повітряному середовищі і пояснюється класичною теорією удару.

Виділяють наступні фази процесу:

- рух частинки до плити;
- удар частинки об плиту і зім'яття частинки та плити при ударі;
- відновлення форми частинки і плити і надання кінетичної енергії частинці;
- рух частинки від плити.

Фази руху частинки до плити і від плити показані на рис.7.1.

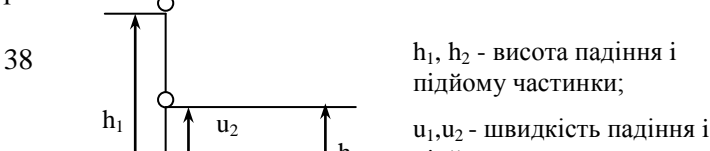


Рис. 7.1. Траєкторія руху частинки

Рух частинок до плити може здійснюватися внаслідок вільного падіння із заданої висоти. Енергія, що запасається, визначається висотою падіння.

При завершенні 1-ї фази, в момент дотику до плити частинка досягає швидкості u_1 .

2-а фаза визначається зміною швидкості частинки до нуля. При цьому частинка і плита зазнають пружних і пластичних деформацій. При $u_1 = 0$ сила дії частинки на плиту дорівнює вазі частинки.

Початок 3-ї фази характеризується відновленням форми частинки і плити, коли сили пружної деформації перевищують силу тяжіння. У кінці 3-ї фази частинка набуває швидкості, що дорівнює u_2 , направленої протилежно u_1 (при горизонтальній плиті).

Для умов вільного падіння :

$$u_1 = \sqrt{2gh_1} ; \quad u_2 = \sqrt{2gh_2}$$

Відношення u_2 до u_1 називається коефіцієнтом відновлення K_v , який може бути в межах $K_v = 0-1$.

Схеми сепараторів, що використовують прямий центральний удар, а також удар об похилу плиту, наведені на рис. 7.2 (а, б).

Основний недолік у роботі сепараторів з нерухомою робочою поверхнею - це розсіяння дальності відскоку. Причина - неправильна форма грудок матеріалу, що приводить до косого удару. При цьому центр ваги частинки зміщається від вертикалі в місці дотику частинки і плити. У результаті дальність польоту частинки меншає. Велика дисперсія дальності відскоку частинок дозволяє застосовувати цей метод тільки для компонентів, що мають значну відмінність у міцності. Більш ефективна сепарація

за пружністю для мінералів з округлою формою частинок, наприклад для гравію. Збагачення за пружністю застосовується на декількох кар'єрах в США, Польщі (Рис. 7.3).

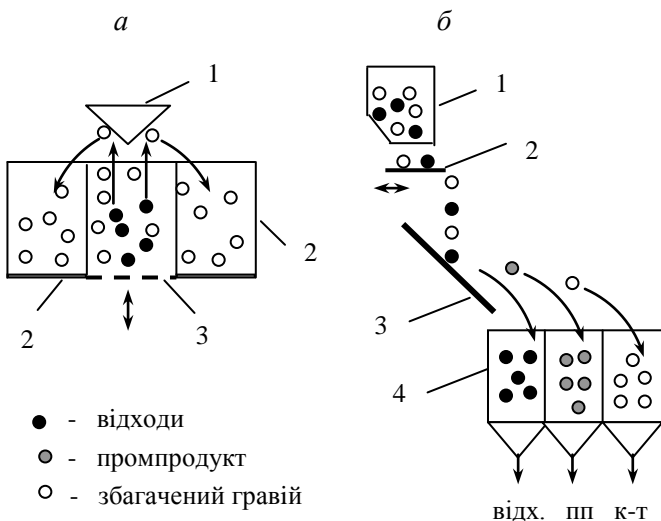


Рис. 7.2. Схеми сепараторів:
 а - схема вібраційного сепаратора; 1 - кутковий відбивач; 2 - приймачі матеріалу; 3 - днище з пружної сітки; б - сепаратор з нерухомою робочою поверхнею; 1 - бункер; 2 - віброживильник; 3 - плита; 4 - приймальні бункери

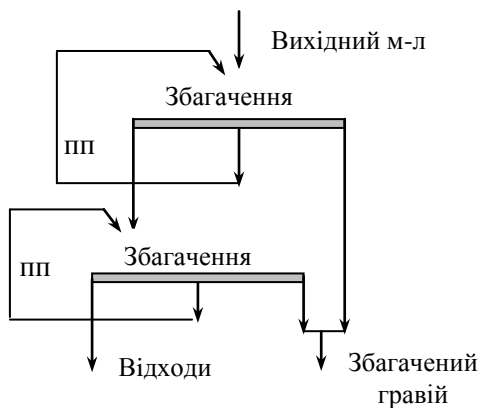


Рис. 7.3. Технологічна схема збагачення гравію на кар'єрі «Сойо» США

2. Збагачення за тертям

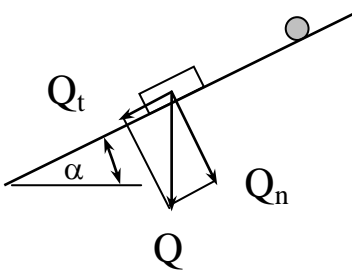
Цей спосіб ефективний тільки при значних відмінностях компонентів, що розділяються, в коефіцієнтах тертя. Передбачається, що коефіцієнт тертя компонентів пов'язаний з показником якості. Збагачення за тертям здійснюється у дві стадії:

1. Взаємодія частинок з поверхнею з метою селективної зміни параметрів їх руху.

2. Виділення з потоку матеріалу частинок із заданими параметрами руху.

Друга стадія здійснюється з використанням відмінностей в траєкторіях і швидкостях руху компонентів.

Взаємодія частинок з робочою поверхнею сепаратора оцінюється коефіцієнтом тертя f , який визначається як співвідношення сил, що діють на частинку на похилій площині.



Силу ваги частинки Q можна розкласти на дві складові:

Q_t - поздовжню (скочуючу) і

Q_n - нормальну.

$$Q_t = Q \cdot \sin \alpha, \quad Q_n = Q \cdot \cos \alpha.$$

З умов спокою частинки $Q_t = f Q_n$

$$\text{Або } Q \cdot \sin \alpha = f \cdot Q \cdot \cos \alpha$$

Звідки $f = \sin \alpha / \cos \alpha = \tan \alpha = \tan \varphi$, де φ - кут тертя. Тіло ковзає по площині, коли кут нахилу площини α більший від кута тертя φ даної частинки по матеріалу площини, тобто коли $\alpha > \varphi$.

Коефіцієнт тертя залежить від шорсткості частинки і плити, форми частинки. Плоскі частинки ковзають, круглі котяться.

При рухові частинок з різною швидкістю частинки, що розділяються, мають різну траєкторію. Швидкість частинок у момент їх сходу з похилої площини визначається за формулою

$$V = \sqrt{2Lg(\sin \alpha - f \cos \alpha)},$$

де L - шлях, пройдений частинкою,

g - прискорення вільного падіння,

f - коефіцієнт тертя частинки,

α - кут нахилу площини

Таким чином, швидкість на сході з похилої площини визначається коефіцієнтом тертя частинки об площину (f), кутом нахилу площини (α) і довжиною розгінної ділянки площини (L).

Збагачення з використанням відмінностей у коефіцієнтах тертя може проводитись на апаратах з нерухомою, рухомою, віброуючою робочою поверхнею.

До апаратів з **нерухомою робочою поверхнею** належить сепаратор типу «Гірка» (Рис. 7.4). Сепаратор має три похилих площини А, Б, В. Призначений для відділення азбесту від змійовика.

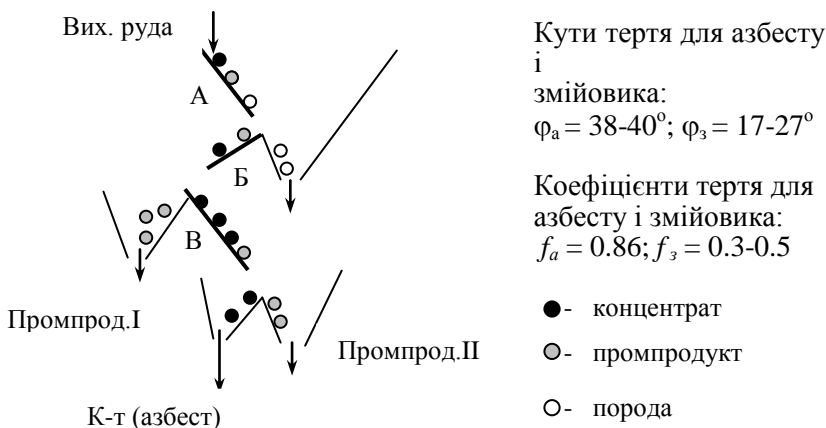


Рис. 7.4 - Сепаратор для збагачення за тертям «Гірка»

Матеріал подається моношаром. На площині А виділяється порода, на площинах Б і В промпродукт і концентрат.

Для збагачення вугілля застосовують **площинні сепаратори** з відбивачем і щілинами. Схема сепаратора показана на рис. 7.5.

Матеріал подається по ширині площини. Відбивачі і щілини розміщуються на площині в шаховому порядку. Вугільні частинки через округлу форму і менший коефіцієнт тертя набувають великої швидкості і за допомогою відбивача перелітають через щілину. Породині частинки, маючи меншу швидкість, розвантажуються в щілину.

До апаратів з **рухомою робочою поверхнею** належать стрічкові, дискові і барабанні сепаратори тертя.

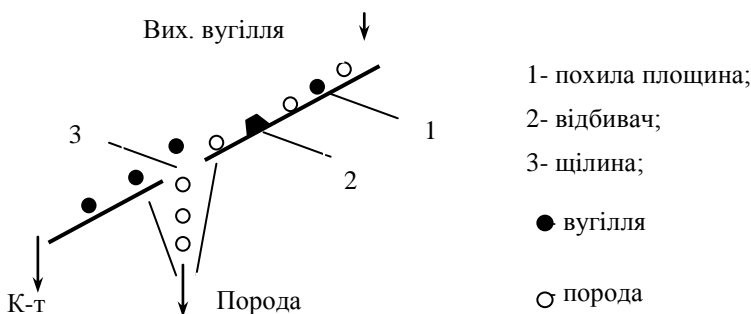


Рис. 7.5. Площинний сепаратор з відбивачами і щілинами

У **стрічкових сепараторах** (Рис. 7.6 а) продукти, що розділяються, рухаються в різні сторони. Округлі скочуються вниз від точки завантаження, плоскі підіймаються вгору. Точка завантаження розміщується на відстані $1/3$ довжини стрічки від її нижнього краю.

У **барабанних сепараторах** (Рис. 7.6 б) частинки, що розділяються, також переміщуються в різних напрямках.

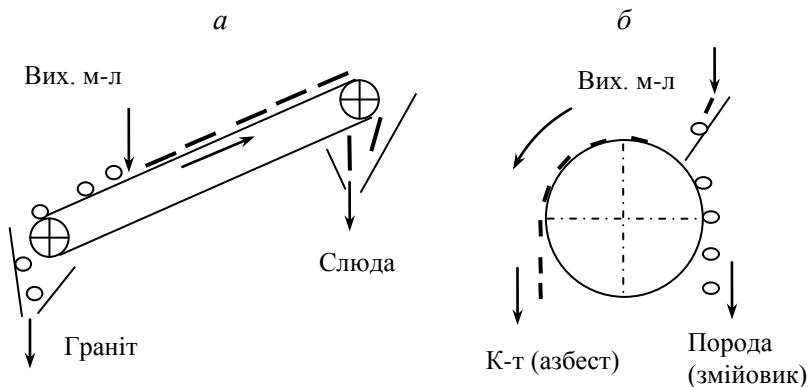


Рис. 7.6. Сепаратори тертя (а - стрічковий; б - барабанний)

3. Комбіноване збагачення за тертям і пружністю

Цей метод застосовується при отриманні міцного щебеню для виробництва високоякісних (марочних) бетонів. При цьому використовуються відмінності в **коефіцієнті відновлення, швидкості і коефіцієнті тертя** частинок, що розділяються. Принцип комбінованого збагачення реалізований у сепараторі М.К.Тимченка (Рис. 8.1).

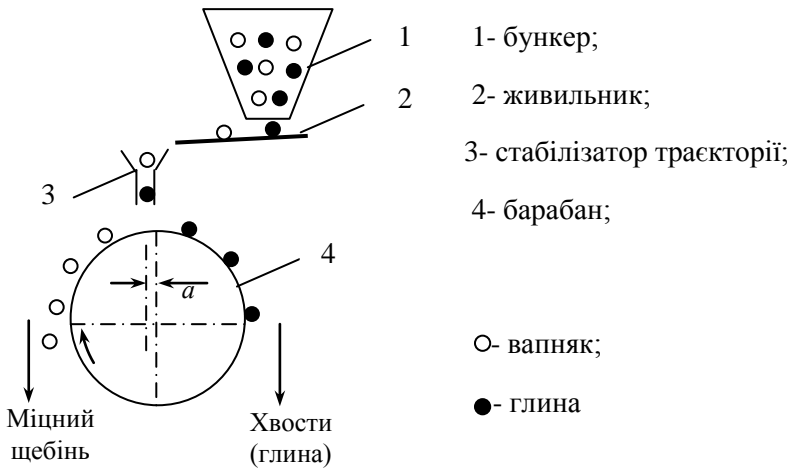


Рис. 8.1. Схема однобарабанного сепаратора М.К. Тимченка

З бункера матеріал надходить у стабілізатор траєкторії, що дозволяє зміщати точку подачі матеріалу на барабан на величину a відносно його осі. Взаємодіючи з барабаном, частинки вапняку з високим коефіцієнтом відновлення відскакують від нього, глиняні частинки деформуються і виносяться барабаном у хвости.

Регулювання сепаратора здійснюється зміною точки подачі матеріалу на барабан і частоти обертання барабана. При необхідності переміщення використовують 2-барабанний сепаратор.

На розділенні за **пружністю і контактною міцністю** осановане збагачення талькових руд. Процес реалізовується в сепараторі ВНИИНеруд, представлений на рис. 8.2. Тальк

має меншу контактну міцність і коефіцієнт відновлення, ніж вмісні породи. При попаданні на обертовий барабан грудки породи закручуються і відкидаються на рифлену площину, звідти у приймач. Грудки тальку, потрапляючи на зуби барабана, зминаються, набувають меншої швидкості і розвантажуються у відповідний приймач.

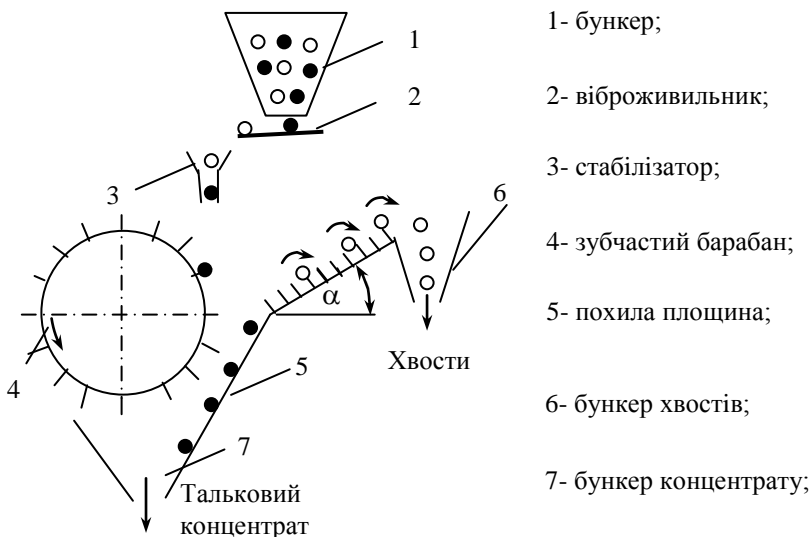


Рис. 8.2. Схема сепаратора ВНИИНеруд

4. Збагачення за формою

Цей процес застосовується для матеріалів, що розрізняються формою грудок компонентів (вугілля, слюда, азбестові руди). При дробленні гірських порід на щебінь у дробленому продукті з'являються частинки довгастої форми, погіршуючи якість бетону.

Для розділення частинок різної форми використовують наступні способи:

1. Грохотчення на спеціальній просіваючій поверхні.
2. Розділення за різною швидкістю руху частинок, зумовленою відмінностями в їх формі.
3. Розділення за площею контакту частинки з робочою поверхнею апарата.
4. Комбіновані способи розділення.

4.1. Для виділення слюди, що має пластинчасту форму, застосовують **дахоподібний грохот**, поверхня якого утворена зі спеціальних кутистих конструкцій.

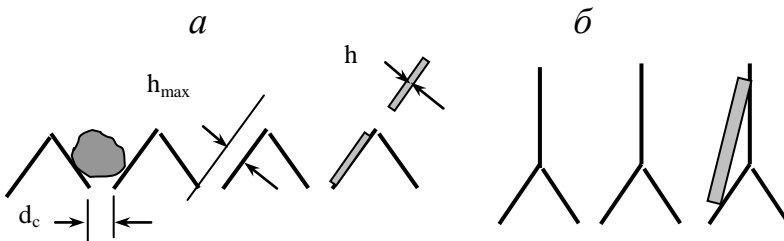


Рис. 8.3. Грохоти для виділення слюди: *а* - дахоподібний грохот; *б* - дахоподібний грохот з вертикальними перегородками

Для ефективної роботи грохота товщина пластинки слюди h не повинна перевищувати її максимальне значення h_{\max} , яке, в свою чергу, повинно бути меншим від розміру щілини грохота d_c , тобто $h_{\max} < d_c$.

Імовірність виділення пластинки слюди зростає, якщо дахоподібний грохот обладнаний вертикальними перегородками (Рис. 8.3 б).

У промисловості для виділення слюди у вибої (вибійний сирець) застосовується грохот СМ-13. Схеми переробки слюди залежать від якості руди. За вмістом зростків виділяють три типи руд:

- до 5 % - бідна зростками;
- 5 - 20 % - середня;
- > 20 % - багата зростками.

На рис. 8.4 наведено прості технологічні схеми збагачення слюдяних руд за формою (а, б).

4.2 Для розділення гранату і слюди (крупністю менше 5 мм) за різною швидкістю руху, зумовленою відмінностями в їх формі, застосовують **поличний сепаратор** (Рис. 8.5). Розділення відбувається за швидкостями руху частинок на сході з трампліна, кут повороту якого можна регулювати. Ефект розділення посилюється завдяки парусності слюди.

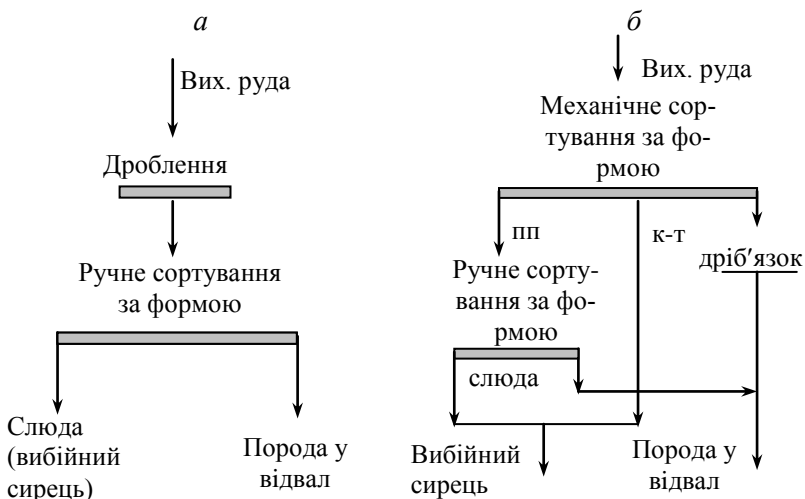


Рис. 8.4. Схеми збагачення слюдяних руд за формою

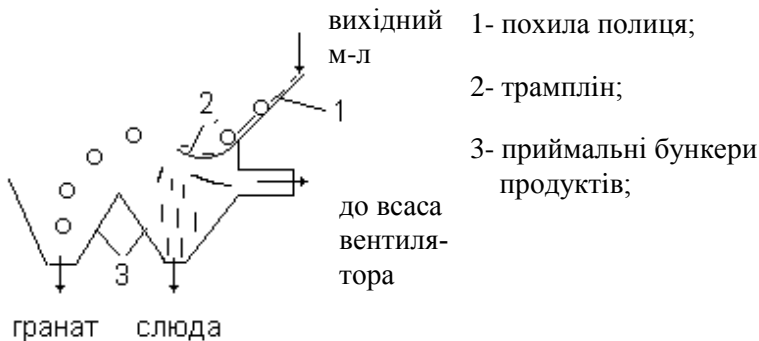


Рис. 8.5. Поличний сепаратор

4.3 Для розділення за формою і парусністю застосовують **площинний сепаратор** (Рис. 8.6), який забезпечений розгінним майданчиком 1, відбивним виступом 3, розвантажувальною щілиною 4. Особливість сепаратора - наявність перфорованого майданчика 2 перед відбивним виступом. Через перфорацію продувається повітря, яке перекидає частинки слюди через відбивний виступ. Селективність розділення посилюється завдяки високій парусності плоских частинок слюди.

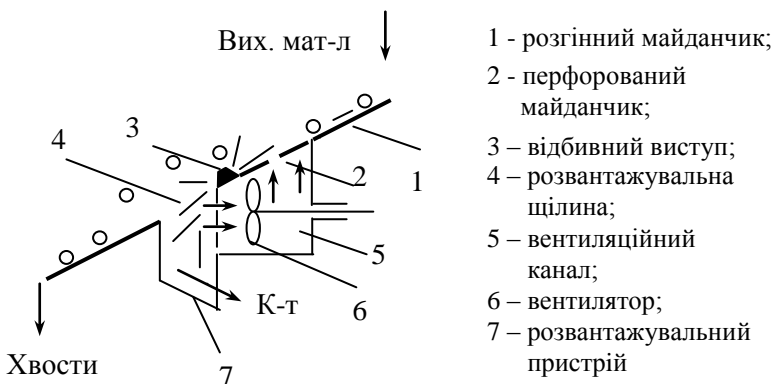


Рис. 8.6. Площинний сепаратор

4.4 Відцентровий сепаратор оснований на відмінності у формі, терті, швидкості руху частинок, які розділяють. Сепаратор складається з диска і кільця, які обертаються в одному напрямі, але з різними швидкостями (Рис. 8.7).

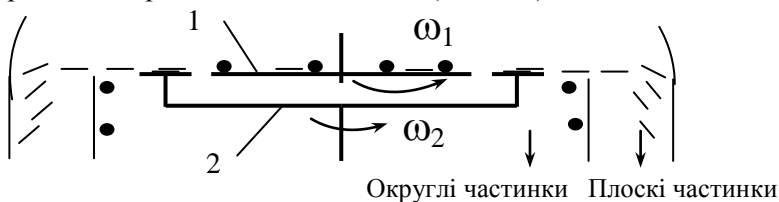


Рис. 8.7. Відцентровий сепаратор

При переході з диска на кільце плоскі частинки закручуються навколо вертикальної осі і набувають стабільної пологої траєкторії. Округлі частинки розвантажуються за більш крутою траєкторією.

5. Термоадгезійний метод збагачення

Цей метод уперше було використано у США. Метод включає дві технологічні операції:

1. Селективний нагрів компонентів, які розділяють.
2. Селективне закріплення по-різному нагрітих компонентів на термопластичній поверхні.

Селективний нагрів компонентів оснований на їх відмінності в оптичних, теплових, електричних та теплопровідних властивостях. Як нагрівачі можуть бути використані джерела інфрачервоного, індукційного, надвисокочастотного випромінювання.

Селективне закріплення по-різному нагрітих компонентів здійснюється на термочутливій поверхні за рахунок її розм'якшення. Фіксація відбувається при охолоджуванні місця контакту частинки і термочутливої поверхні.

Основні вимоги до термочутливого шару - це стабільність температури його розм'якшення (точка пластифікації).

Умова розділення: $T_1 > T_c > T_2$, де T_1 і T_2 - температура частинок, що розділяються; T_c - температура термочутливого шару.

Для зниження витрат енергії потрібно здійснити поверхневий нагрів, який повинен відбуватися в ідентичних для всіх частинок умовах.

Результатом нагріву є відмінність у силі прилипання $F_{\text{п}}$ частинок до термочутливої поверхні. $F_{\text{п1}} > F_{\text{п2}}$, де $F_{\text{п1}}$ і $F_{\text{п2}}$ - відповідно сила прилипання 1-го і 2-го компонентів.

Промислове застосування отримав спосіб селективного нагріву частинок різної прозорості. Схема сепаратора наведена на рис. 8.8. Сепаратор призначений для відокремлення NaCl від доломіту і ангідриду.

Після відсівання класу 0-6 мм селективно нагрітий матеріал з барабанного грохота подається моношаром на конвеєр з термопластичним покриттям. Покриття складається з суміші полімерів Piccolastic A-25 і A-50, розрахованих на температуру пластифікації 25-50 °С. Витрата смоли (полімерів) 0.45 г/т початкового матеріалу.

Продуктивність $Q = 32.2$ т/год, вилучення NaCl $\varepsilon = 96.9$ %, $\beta = 98.2$ %. Сепаратор розроблений інститутом Battele Memorial (США).

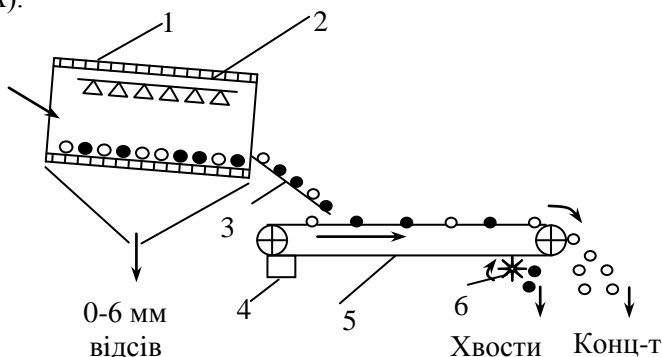


Рис. 8.8. Схема термоадгезійного сепаратора

Конструкція сепаратора включає наступні елементи:

1. Барабанний грохот з параметрами: $D = 2.4$ м, $L = 7.3$ м, $n = 2.7$ хв.⁻¹.
2. Лампи інфрачервоного випромінювання 120 кВт (240 шт).
3. Формувач моношарового потоку.
4. Пристрій регенерації термопластичного покриття.
5. Конвеєр з термопластичним покриттям.
6. Щітку зйому прилиплого продукту.

У лабораторному сепараторі (Рис. 8.9) Єкатеринбурзького гірничого інституту (ЄГІ, Росія) нагрів матеріалу здійснюється в умовах вільного падіння. Як термопластичне покриття використано парафін. Температура джерела нагріву 1150 °К. Тривалість нагріву 0.25 с. Споживана потужність нагрівача - 2 кВт. Діаметр барабана 0.6 м. Частота обертання 6 хв.⁻¹. Продуктивність 0.3 т/год. Крупність частинок 1.5- 3 мм.

Дослідженнями встановлена можливість збагачення мінералів за їх теплопровідністю: графіту, хроміту, каситериту, вольфраміту і т.д., що зустрічаються разом з малотеплопровідними крупнокристалічними мінералами: галітом, сільвіном, флюоритом, кварцом, кальцитом і дрібнозернистими світлими мінералами: каоліном, бокситом, магнезитом.

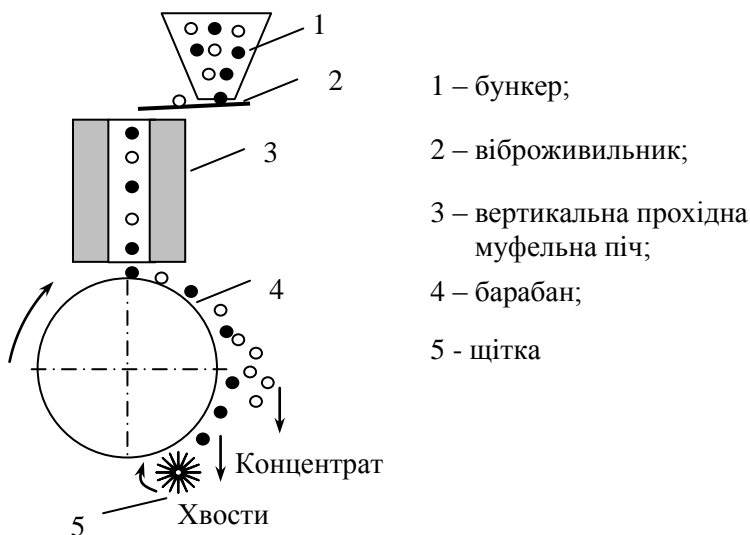


Рис. 8.9. Термоадгезійний сепаратор ЄГІ

Лекція № 9

Збагачення на основі селективно направленої зміни розмірів грудок компонентів корисної копалини

Цей вид збагачення представляють наступні технологічні процеси:

1. Вибіркове дроблення.
2. Вибіркове подрібнення.
3. Промивання корисних копалин.
4. Відтирання корисних копалин.
5. Декрипітаційне руйнування.
6. Термохімічне руйнування.
7. Руйнування стислим середовищем.
8. Руйнування з допомогою електрогідравлічного ефекту.
9. Зміна розмірів частинок за допомогою термообробки.
10. Зміна форми частинок різної пластичності при дробленні і подрібненні.

Ряд гірських порід має суттєво відмінну міцність, твердість, тривкість, пластичність та температуру плавлення, що обумовлює одержання різних розмірів зерен при руйнуванні в однакових умовах. Для таких гірських порід збагачення може бути зведене до розділення за розміром частинок, який є прямою ознакою їх речовинного складу.

Особливістю даної групи збагачувальних процесів є необхідність проведення двох послідовних операцій:

Вибіркової зміни розмірів частинок компонентів.

Виділення заданих класів крупності з певними властивостями.

Задача вибіркової зміни розмірів вирішується традиційним дробленням і подрібненням при цілеспрямованому виборі режимів.

Операція виділення заданого класу крупності здійснюється звичайним грохоченням, тонким грохоченням і класифікацією.

У ряді випадків виділення заданого класу здійснюється флотацією або магнітною сепарацією.

1. Вибіркове дроблення

Застосовується для корисних копалин, представлених великими агрегатами цінного компонента, які відрізняються від вмі-

сних порід міцністю, твердістю і тривкістю (вугілля, бурий залізняк, залізняк КМА, азбестові руди, калійні руди і ін.)

Дроблення частинок визначається кінетичною енергією, яка виконує роботу руйнування при зіткненні матеріалу з перешкодою.

$$E = m \cdot V^2 / 2,$$

де m - маса частинки, V - швидкість руху.

Руйнування починається, коли кінетична енергія зерна перевищує роботу його пружної деформації. Мінімальну швидкість, при якій зерно починає руйнуватися при ударі об перегородку, називають критичною.

Вибіркове руйнування протікає за умови: $V_{к1} > V_m > V_{к2}$,

де $V_{к1}$; $V_{к2}$ - критичні швидкості руйнування зерен компонентів корисної копалини; V_m - швидкість зіткнення матеріалу з робочим органом дробарки.

Характерною особливістю дробарок вибіркового дроблення є поєднання операцій дроблення і грохочення (класифікації) в одному апараті.

Існує декілька різновидів дробарок вибіркового дроблення:

- дробарки ударного дроблення;
- дробарки еластичного дроблення;
- дробарки напівжорсткого дроблення і ін.

1.1 Дробарки ударного дроблення

Дробарки ударної дії являють собою конічний грохот, по центру якого встановлений вал з молотками (Рис. 9.1). Частота обертання вала ω_b і грохота ω_r встановлюється в залежності від властивостей матеріалу, що дробиться. Матеріал (порода, дерево, метал), що не дробиться, йде в надрешітний продукт, дроблений - в підрешітний.

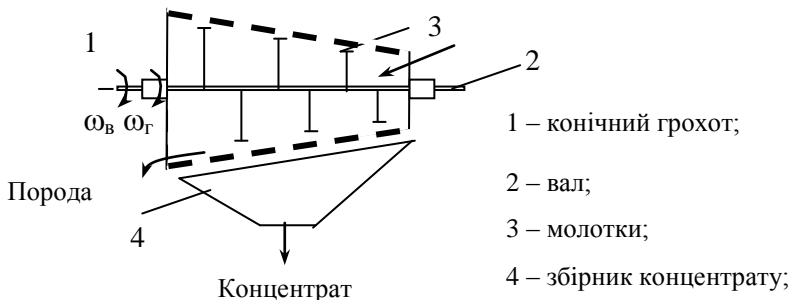


Рис. 9.1. Дробарка ударної дії

1.2 Дробарка еластичного дроблення

Дробарка цього типу застосовується для дроблення вугілля. Руйнування відбувається при вільному (еластичному) ударі по зернам вугілля, що падають під дією сили тяжіння.

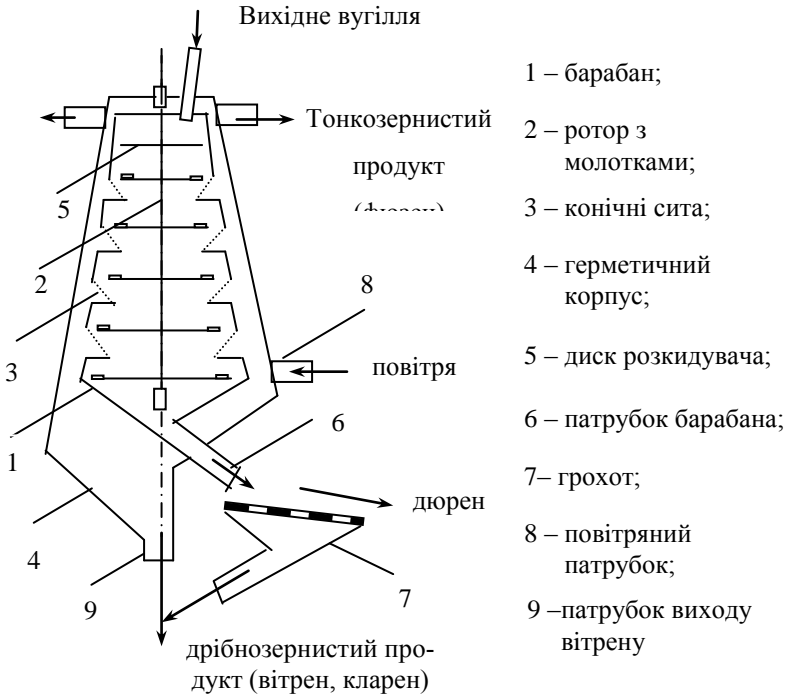


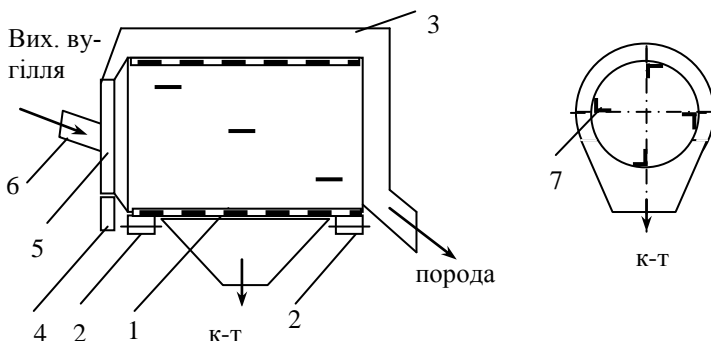
Рис. 9.2. Дробарка еластичного дроблення

Початковий матеріал надходить на диск розкидувача 5 і далі на обертові молотки. Дроблення здійснюється багато разів по мірі переміщення матеріалу зверху вниз. Подрібнений матеріал крупністю 2 - 4 мм виводиться з барабана через конічні сита. Висхідним потоком повітря з простору між кожухом і барабаном виносяться тонкі частинки фюзену. Більш міцні частинки вітрону (матовий) видаляються через патрубок 9. Набільш міцне вугілля (дюрен) розвантажується через патрубок 6.

Особливістю дробарки еластичного дроблення є застосування двох типів класифікації - повітряної і грохочення. Частота обертання вала дробарки від 200 до 1400 хв⁻¹. Продуктивність - 20 т/год.

1.3 Дробарка напівжорсткого дроблення

Ця дробарка застосовується для попереднього відділення вугілля від твердих порід, а також для очищення рядового вугілля від сторонніх предметів: дерева, металу (Рис. 9.3).



1 - барабанный грохот; 2 - опорні котки; 3 - корпус; 4-5 - шестірні привода; 6 - патрубок живлення; 7 - лопаті

Рис. 9.3. Дробарка напівжорсткого дроблення

Вихідне вугілля надходить у середину барабана 1. За допомогою спірально розташованих лопатей 7 воно піднімається і падає вниз. При цьому більш міцна порода практично не руйнується. Крихке вугілля руйнується і проходить через отвори барабанного грохота. Транспортування матеріалу здійснюється за рахунок спірального розташування лопатей.

Барабанні грохоти-дробарки випускаються в Росії Карагандинським машинобудівним заводом № 2. Моделі ДБ-22; ДБ-28; ДБ-35 мають відповідно діаметри 2.2; 2.8; 3.5 м.

Ефект вибіркового дроблення досягається тільки при значній відмінності в міцності (твердості, тривкості тощо) вугілля і породи.

Вибірковість дроблення визначається співвідношенням ступенів дроблення вугілля і породи. У залежності від значен-

ня цього відношення прийнято розрізняти вибірковість дроблення вугілля:

- 1 - 1.5..... низькою;
- 1.5 - 2.5..... середньою;
- 2.5 - 3 доброю;
- >3 високою.

Вугілля Донбасу марок П, ПС, Д, Ж має яскраво виражену схильність до вибіркового дроблення.

Вугілля марок Г, Д, а також антрацити мають слабо виражену схильність до вибіркового дроблення.

Вибіркове дроблення вугілля широко застосовується в Англії, США, Японії, Франції, ФРН, Росії. Наприклад, вибіркоче дроблення застосовують в Карагандинському і Челябінському басейнах Росії. Схема установки вибіркового дроблення показана на рис. 9.4.

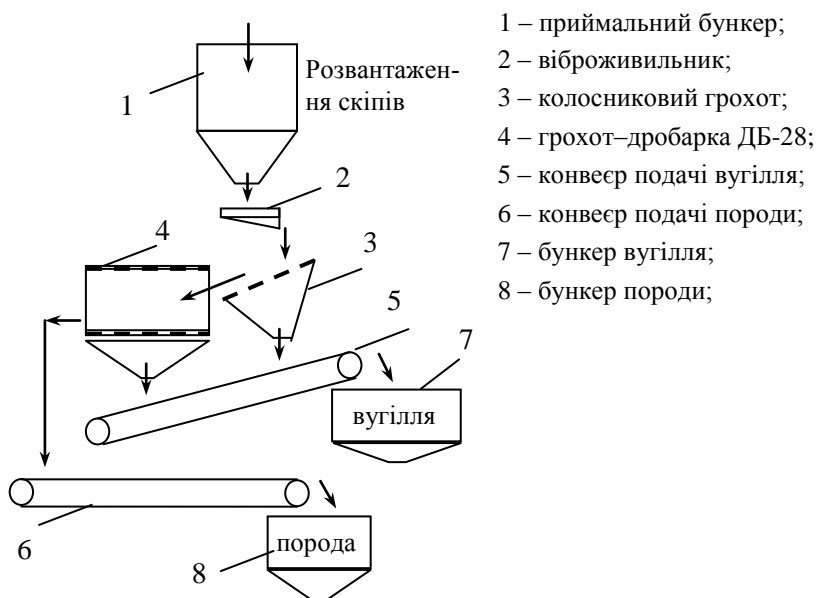


Рис. 9.4. Схема установки вибіркового дроблення

Крім вугілля вибіркоче дроблення може застосовуватися для попереднього збагачення залізняку.

2. Вибіркове подрібнення

Процес вибіркового подрібнення аналогічний вибіркового дробленню. Як правило, вибіркве подрібнення здійснюють у барабанних млинах спільно з гідравлічною (повітряною) класифікацією. Для ряду родовищ залізняка (Коршунівське, Дніпровське) встановлено, що в тонких класах спостерігається підвищений вміст заліза. У зв'язку з цим звичайна класифікація була замінена тонким грохоченням, що дозволило підвищити якість концентрату.

У технологічних схемах (Рис. 9.5) тонкому грохоченню піддають звичайно промпродукти магнітного збагачення в стадії доведення концентрату.

Крім залізняка, явище вибіркового подрібнення спостерігається в рудах, що містять алмази. Для виділення чорного алмазного концентрату застосовують млини самоподрібнення.



Рис. 9.5. Вузол доведення магнетитового концентрату із застосуванням тонкого грохочення

За допомогою вибіркового подрібнення можливе збагачення графітових руд, компоненти яких мають різну твердість.

Твердість графіту по площинах спайності 1 - 2, перпендикулярно ним - 5, кварцу - 7, кальциту - 3. При подрібненні стиранням графіт концентрується в тонких класах, які можна виділити з допомогою грохочення.

Вибіркове подрібнення може бути використане для попередньої концентрації при м'якому стиранні дроблених до крупності 1-5 мм марганцевих, фосфатних, бокситових, талькових руд, пов'язаних з більш міцними породами.

Є дослідження по вибіркового подрібненню руд, що містять золото, олово, та гірничо-хімічної сировини.

У промисловості застосовується сухе і мокре тонке грохочення. Недоліком мокрого грохочення на віброгрохотах є видалення води у підрешітний продукт на початку грохота. У цьому випадку збезводнений матеріал грудкується, що погіршує перебіг процесу класифікації та її результати.

Значний ефект дає грохочення тонких класів у водному середовищі на гідрогрохоті з водяною подушкою (Рис. 9.6).

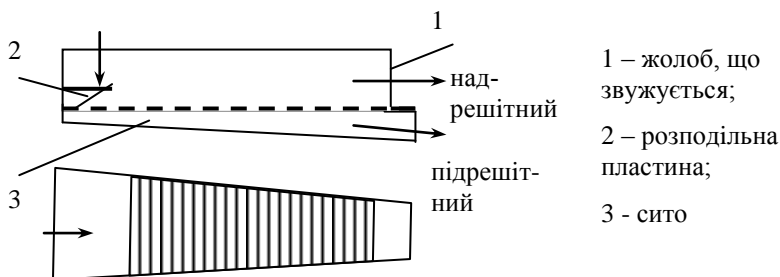


Рис. 9.6. Гідрогрохот

Розділення здійснюється в потоці пульпи, в середині якого міститься нерухоме сито. Вивантаження підрешітного продукту у пульпу створює ефект її підсмоктування і поліпшує виділення тонких класів. Використання жолоба, що звужується, дозволяє одночасно розділяти надрешітний продукт за густиною.

Промислова модель - гідравлічний плоский вібраційний грохот ГПГ-0.75 ($F = 0.75 \text{ м}^2$) забезпечує виділення класу 0-0.4 мм з питомою продуктивністю 34 т/год.м². Грохот розроблений інститутом "Механобр".

Лекція № 10

3. Промивка корисних копалин

Промивка – процес дезинтеграції (розмокання, диспергування) глинистого матеріалу, який входить до складу руди, з одночасним відокремленням його від рудних частинок у вигляді глинистої суспензії (шламу) під дією води. Крім того, промивка забезпечує видалення розчинних мінеральних компонентів з корисних копалин. Наприклад, водна промивка солоного вугілля – спосіб його збагачення шляхом знесолення.

Промивка використовується при збагаченні розсіпних родовищ рідкісних і благородних металів, руд чорних металів (Fe, Mn), вапняків, фосфоритів, каолінів, будматеріалів (піску, щебеню), флюсів. Промивка корисних копалин є збагачувальною операцією. Вона застосовується або для попереднього, або остаточного збагачення.

Промивці звичайно піддають корисні копалини з повторних (перевідкладених) родовищ. Особливість їх у тому, що цінний компонент або зцементований, або забруднений глиною (піщано-глинистою породою).

До глинистих відносять породи, які містять близько 3 % частинок менше 5 мкм. Глини містять понад 30 % цих частинок. Різновиди глин: монтморилоніти, іліти, каолініти.

Основна властивість глин – **розмокання (розкисання)**. На відміну від глин, інші компоненти не поглинають воду і не розбухають. *Гідронестійкість глин*, тобто здатність розділятися у воді на первинні частинки, покладена в основу дезинтеграції перевідкладених корисних копалин.

Дезинтеграція глинистих порід (руйнування, диспергування) відбувається за рахунок механічного впливу робочих органів апаратів і води. При цьому тонкі частинки переходять у воду, оголюючи нові поверхні, які у свою чергу продовжують взаємодіяти з водою. Вода руйнує (розчиняє) клейкі плівки гелів, що цементують частинки мінералів.

Таким чином, основна властивість, що визначає ефективність процесу дезинтеграції, – це міцність компонентів при руйнуванні у водному середовищі.

У залежності від крупності міцного компонента для відділення його від глини використовують або грохочення, або класифікацію.

Процес, що об'єднує операції дезинтеграції, грохочення або класифікації, називається промивкою.

Для руд, зцементованих глиною, дезінтеграція протікає без попереднього дроблення (титано-цирконієві піски). Для руд, забруднених глиною (вапняк), перед дезінтеграцією здійснюється дроблення. Процес дезінтеграції, в основному, визначається властивостями глини.

Фізичні властивості глин.

Промивна здатність

Розрізняють дві групи властивостей глин:

- які визначають характеристики міцності, тривкості, крихкості (густина, щільність, опір зсуву, пластичність, структурна в'язкість);
- які визначають гідростійкість глин (пористість, водопроникність, розмокання, набухання, природна вологість).

Основною властивістю першої групи є **пластичність** – здатність твердих тіл змінювати форму і розміри під дією зовнішніх сил без розривів суцільності і зберігати залишкову деформацію після зняття сил.

Пластичність характеризується числом пластичності:

$$P = W_v - W_n, \%,$$

де W_v - вологість на верхній межі, коли глина переходить з пластичного стану в рідкий, %;

W_n - вологість на нижній межі, коли глина втрачає пластичність, %.

Основними властивостями другої групи, що визначають гідростійкість глин, є **розмокання та набухання**.

Розмокання оцінюється часом повного руйнування зразка глини у воді t_p при $d_m/d_t = 0$.

Питоме набухання (Н) характеризує зміну висоти зразка по відношенню до його первинного значення, в % (Рис. 10.1).

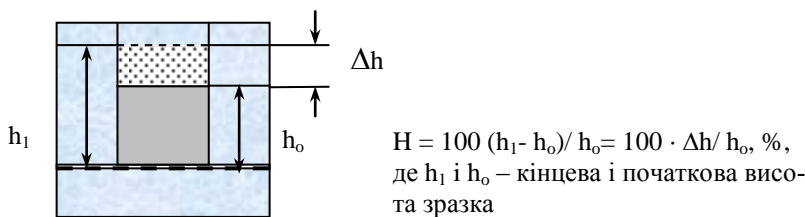


Рис. 10.1. - Схема набухання глини

Комплексною оцінкою процесу промивки є **промивність** - здатність руд промиватися водою до повного розриву зв'язку зерен між собою і звільнення їх від глини.

За промивністю руди поділяють на 4 категорії, які характеризуються числом пластичності:

1. Легкопромивні $P < 3$.
2. Середньпромивні $P = 3 - 15$.
3. Важкопромивні $P = 15 - 20$.
4. Сильно важкопромивні $P > 20$.

Промивальні (промивні) машини

Для здійснення промивки використовують гравіємийки, скрубери, бутари, шлюзи, вашгерди, промивні башти та ін.

За принципом дії розрізняють промивні машини *гідравлічної* та *механічної* дії.

За конструкцією промивальні машини класифікують на:

- барабанні;
- коритні;
- струминні;
- вібраційні;
- ультразвукові;
- промивальні вежі;
- бичові промивні машини.

1. **Барабанні промивальні машини** мають обертову ванну, дезінтеграція в якій протікає за рахунок взаємного тертя кусків, а також їх тертя об робочу поверхню машини. Барабан обертається на опорних котках і має нахил у бік розвантаження.

У залежності від характеру робочої поверхні (перфорована, суцільна) виділяють:

- промивальні барабанні грохоти;
- бутари;
- скрубери;
- скрубери-бутари;
- гравіємийки-сортувалки.

На рис. 10.2 наведені схеми бутари і скрубери-бутари.

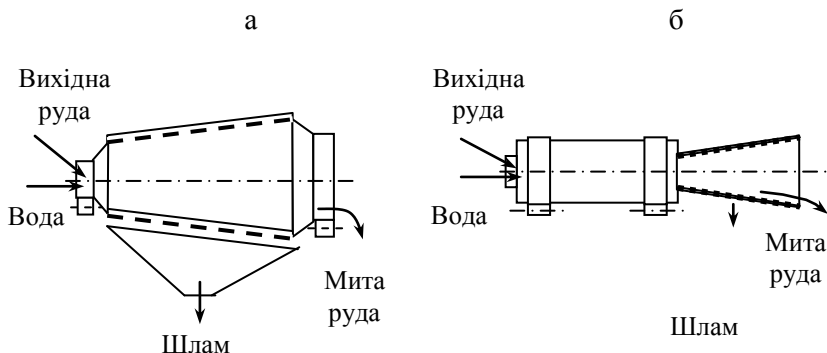


Рис. 10.2. Схеми бутари (а) і скрубери-бутари (б)

Бутари, що встановлюються на драгах, називаються дражними бочками. Вони мають довжину до 16 м і викону-

ються з декількох ставів, що мають різний розмір отворів (від меншого до більшого у напрямку розвантаження).

Гравіємийка-сортувалка (рис.10.3) складається з рами 1 та встановленого на ній на опорних котках циліндричного барабана 2. Барабан має скруберну (промивну) секцію 3 та сортувальні секції 4, 5 з діаметром отворів відповідно 6, 20, 40. Обертается барабан за допомогою електродвигуна 7, редуктора 8, шківів та клиноремісної передачі. Вихідний матеріал надходить в промивну секцію по завантажувальному лотку 9. В середину барабана по трубопроводу через брызкала подається вода для промивки сировини. У машинах цього типу в основному промивають та сортують будівельні матеріали – гравій, вапняк, щебінь та ін. За їх допомогою одержують промитий матеріал крупності: -100+40; -40+20; -20+6; та -6 мм. Продуктивність гравіємійок-сортувалок С213А, С215 Б та С583, які випускаються серійно, відповідно складає 1-2 м³ на 1 м³ вихідного матеріалу.

2. Коритні промивальні машини застосовують для середньо- і важкопромивних матеріалів крупністю до 100 мм. Вони являють собою корито прямокутне в плані і овальне в розрізі (Рис. 10.4). Всередині корита встановлений один або два вали зі спіралью закріпленими елементами (бичі, мечі, шаблі).

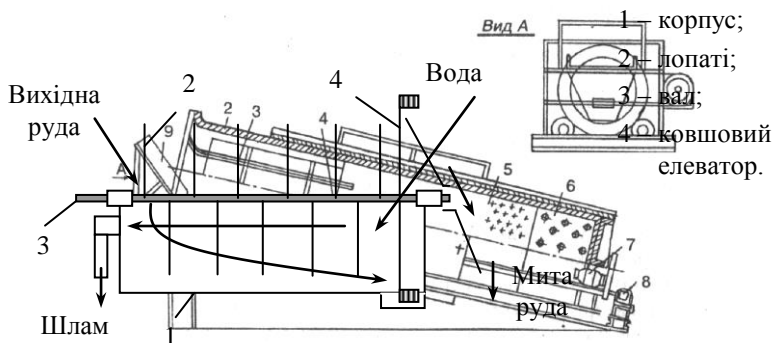


Рис. 10.3. Схема гравіємийки-сортувалки.

Рис. 10.4. Горизонтальна коритна промивальна машина

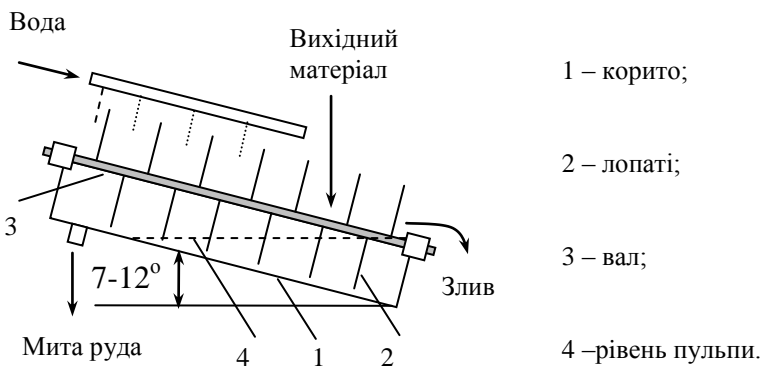


Рис. 10.5. Похила коритна промивальна машина

Дисперговані в процесі дезинтеграції частинки глини виносяться потоком води, який рухається назустріч потоку матеріалу, що промивається.

Розглянемо роботу бичової промивної машини, яка складається з трьох паралельно розміщених відділень А, Б, В (рис. 10.6). Перші два відділення призначені для *дезинтеграції* (протирання) руди, а третє – для промивки. Відділення протирання (рис. 10.6 б) являє собою корито, впродовж якого встановлено горизонтальний вал 1. На валу 1 по гвинтовій лінії закріплені бичі 2. Руда у протиральному відділенні А з допомогою спірально розташованих бичів рухається до протилежного кінця ванни, звідки через вікно у перегородці 9 надходить у друге протиральне відділення Б. Тут процес промивки здійснюється аналогічно, але руда рухається у зворотному напрямку. Промивне відділення (рис. 10.6 в) являє собою корито,

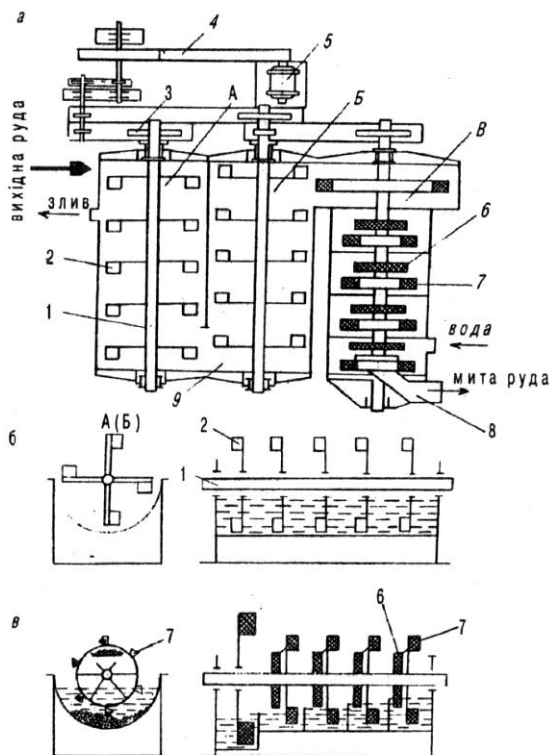


Рис. 10.6. Схема бичової промивальної машини:
а - загальний вигляд зверху, б - протиральне відділення, в -
промивне відділення.

розділене перегородками на окремі камери. Вдовж корита установлено вал, на якому закріплені невеликі барабанні грохоти 6 і колісні черпакові *елеватори* 7 (по одному на кожну камеру). Барабанні *грохоти* приз-

начені для інтенсифікації промивки *руд*, а колісні черпакові *елеватори* – для транспортування матеріалу послідовно з камери в камеру. На внутрішній поверхні барабанних *грохотів* закріплені смуги, що утворюють спіральну лінію, яка сприяє переміщенню матеріалу. Дріб'язок при цьому просіюється через отвори сита. Всі вали приводяться в обертовий рух електродвигуном 5 через систему клинопасової та ланцюгової передач 3 та 4.

Напрямок руху матеріалу (*руд*) у бичовій машині – проти течії промивної води. Вивантаження митої *руд* з машини здійснюється елеваторним колесом (останнім по ходу руху матеріалу) в *жолоб* 8. Витрата води на *промивку* складає 2-4 м³ на 1 т вихідної *руд*. Бичові промивні машини в основному застосовуються для промивки важко промивних *марганцевих руд* (за кордоном застосовують також для *промивки* окремих типів глинистих бурозалізнякових руд). Продуктивність бичової машини типу МПМ-3,2 на Марганецькому ГЗК при промивці *марганцевих руд* Нікопольського басейну досягає 250 т/год при витраті електроенергії 0,3-0,5 (кВт-год)/т вихідної *руд*. Частота обертання валів *машини* дорівнює у протитечійних відділеннях 6,9 об/хв. Перевагою бичових машин є простота запуску, велика продуктивність та наявність нерухомого шару матеріалу на дні ванни, який захищає днище ванни від зносу. Недоліками таких машин є відносна складність конструкції, підвищене подрібнення рудних *мінералів* та втрата їх у *злив*. Регулювання роботи бичової машини здійснюється шляхом зміни числа бичів на валу, витрати води на *промивку*, а також завантаженням окремих *класів крупності* окремо в різні відділення машини.

1. **Струминні машини.** Промивка здійснюється за допомогою високонапірних струменів води. До них відносять гідровашгерди, які застосовують для промивки золотоносних пісків (Рис. 10.7). Напір води, що подається з монітора 400 кПа, забезпечує відмив глинистого компонента та класифікацію матеріалу (як правило, по кл. 70-130 мм). Витрати води на 1 м³ піску 8-12 м³/год. Недолік - циклічний характер роботи.
2. **Вібраційні промивальні машини** диспергують глинистий матеріал за рахунок вібраційного впливу робочих органів на частинки. Застосовуються для промивки грубозернистого матеріалу різної промивності. Являють собою віброгрохоти. Вібрації накладаються перпендикулярно напрямку руху матеріалу. Днище заповнюють водою. Ступінь дезинтеграції підвищується при збільшенні амплітуди та устанавлення на грохот дезинтегруючих елементів.
3. **Ультразвуковий дезинтегратор** диспергує глину при впливі на неї ультразвукових хвиль. Застосовується для мінералів з дрібними включеннями корисних компонентів.

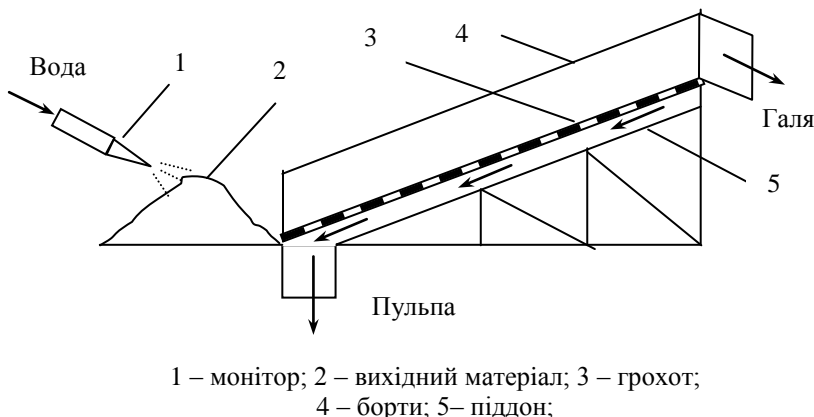
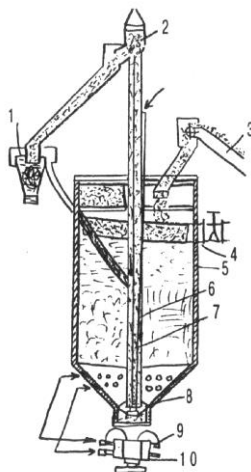


Рис. 10.7. Гідровашгерд

6. Промивна башта (рис. 10.8) являє виконану з залізобетону циліндричну шахту 5 діаметром 5-10 м і висотою 10-20 м. Конічна основа башти (днище) виконана з кутом нахилу твірних до горизонту не менше 50° . По осі башти установлена обсадна труба 6, в середині якої розміщено ерліфтний підйомник 7. Обсадна труба у верхній частині башти закріплена розтяжками до її стінок, а в нижній частині опирається на ковпак 8. Між похилими стінами днища башти та ковпаком є щілина шириною 200 мм для випуску з башти митої *руди*. У нижній частині башти установлені сопла 9 для подачі промивної води та стисненого повітря, яке інтенсифікує процес *промивки*. Вихідна *руда* завантажується у верхню частину башти *транспортером* 3. *Руда* поступово переміщується в башті вниз, безперервно промивається водою, яка подається знизу, і проходить кільцевою щілиною під ковпак 8, де здійснюється додаткова її промивка. Потім

мита руда ерліфтом подається в камеру 2, де здійснюється відділення повітря від потоку пульпоповітряної суміші. Мита руда з водою самопливом направляється у згущувальну лійку 1. Злив лійки (тонкий шлам) повертається у башту, а згущений нижній продукт направляється на зневоднення. Злив башти виводиться у верхній частині башти через спеціальну зливну трубу 4. Частина зливу використовується як промивна вода і перекачується насосом через сопла у башту, а залишена частина води прояснюється у шламовому ставку чи спеціальному пристрої і також використовується для промивки. Промивні башти використовують для промивки керченських бурих залізняків. Переваги промивних башт – відносно мала стираність матеріалів при промивці і менші втрати компонентів зі зливом.



4. Відтирання корисних копалин

Рис. 10.8. Промивна башта.

Відтирання застосовується при переробці скляних пісків, гірського кришталю, польових шпатів, хромітових концентратів, при підготовці до флотації вугілля. При відтиранні відбувається інтенсивний знос поверхні частинок, внаслідок чого видаляються плівки, які погіршують процес збагачення або якість мінералу.

Відтирання мінералів від забруднюючих плівок проводять механічним, ультразвуковим і комбінованим способами.

Механічним способом можна очищати тільки відкриту поверхню мінералу. Ультразвуковий спосіб відтирання дозволяє видаляти плівки з мікротріщин. Комбінація цих двох способів дозволяє досягати високого ступеня очищення. Інтенсифікація процесів відтирання може бути досягнута хімічним розчиненням плівок. Найбільш широко відтирання застосовується при збагаченні кварцу.

Відтирання може здійснюватися у флотаційних машинах або у відтиральних машинах ОМ-1220/2.4, ОМ-1000/1, ОМ-600/0.28.

Для зниження мікротвердості кварцу і лімоніту при відтирванні застосовують поверхнево-активні речовини (ПАР): хлористий натрій, кальциновану соду.

На рис. 10.9 наведена схема збагачення кварцового піску, де відтирання є основною збагачувальною операцією. Збагачення полягає в зниженні вмісту оксиду заліза на поверхні зерен кварцу від 0.13 до 0.08 % (1-й сорт). Отримання кварцового піску вищого сорту вимагає застосування флотації, магнітної сепарації, хімічного збагачення (Киштимський ГЗК, Росія).

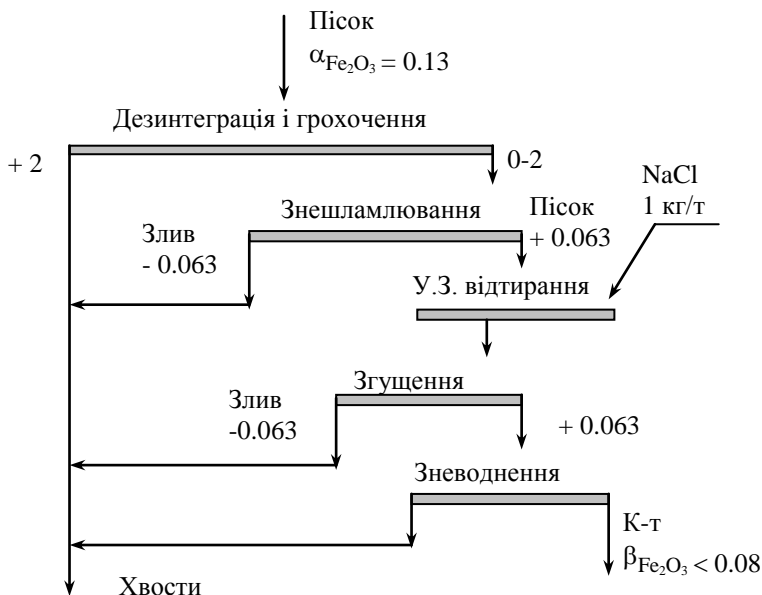


Рис. 10.9. Схема збагачення кварцового піску

5. Декрипітація

Це вибіркове розкриття основане на здатності окремих мінералів руйнуватися по площинах спайності при нагріванні і подальшому швидкому охолодженні або тільки

при нагріванні. Причина цього явища – наявність газово-рідинних включень, низька теплопровідність окремих мінералів.

Мінерали, схильні до декрипітації: барит, кальцит, кам'яна сіль, кіаніт, силіманіт, сподумен, флюорит, слюда. Температура нагріву цих мінералів знаходиться в межах 400-1100 °С і залежить від взаємопроростання. У результаті декрипітації відбувається концентрація компонентів у вузьких класах.

Декрипітація найбільш широко застосовується при переробці сподуменових (літєвих) руд. У цих рудах цінний компонент представлений α -сподуменом. При температурі 1100-1200 °С α -сподумен переходить в β -сподумен із зміною густини від 3150 до 2400 кг/м³. При цьому він розсіпається в порошок крупністю до 0.15 мм. Порода (кварц, польовий шпат, слюда) не змінюється. На рис. 10.10 наведена схема переробки сподуменової руди родовища Кет-Лейк (Канада).

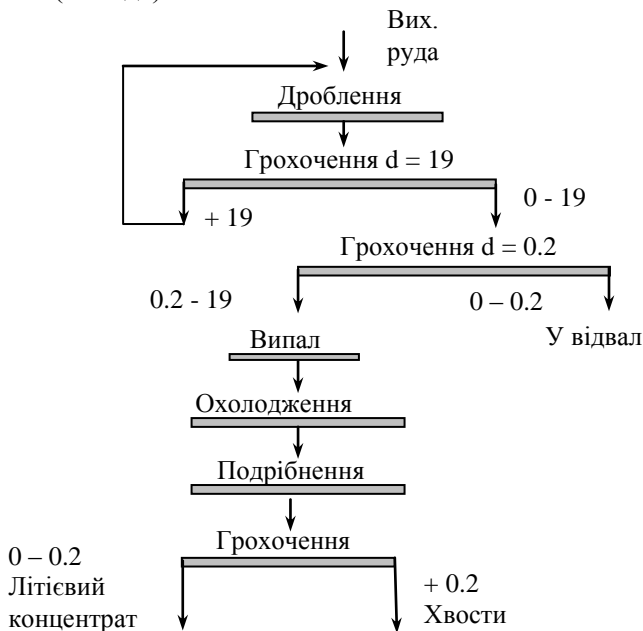


Рис. 10.10. Схема переробки сподуменової руди

Схема включає:

- дроблення руди до 19 мм;
- виділення класу 0-0.2 мм як відвального продукту;
- випалення кл. 0.2-19 мм у обертових барабанних печах при $t = 1100\text{ }^{\circ}\text{C}$;
- охолодження руди;
- подрібнення в барабанному млині з гумовою футеровкою;
- тонке грохочення або повітряну класифікацію.

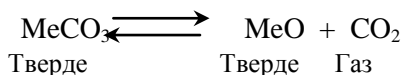
Основні операції декриптаційного руйнування: випалення, охолодження, подрібнення.

6. Термохімічне руйнування

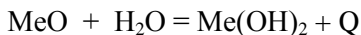
Вибіркове термохімічне руйнування застосовують для руд, породна частина яких представлена карбонатами: кальцитом, магнезитом, сидеритом. Цінний компонент представлений термостійкими мінералами - пірохлором, фторапатитом і ін.

Збагачення з використанням вибіркової зміни розмірів компонентів іде за схемою: термічне розкладання, гасіння у воді недопалу, класифікація, при якій у “мінусовий” продукт виводять гідрооксиди кальцію, магнію або заліза.

Термічна дисоціація карбонатів протікає за реакцією:



Процес супроводжується поглинанням тепла. Температура розкладання кальциту $900-910\text{ }^{\circ}\text{C}$, магнезиту - $670\text{ }^{\circ}\text{C}$, сидериту - $400\text{ }^{\circ}\text{C}$. Гасіння продукту випалення протікає за реакцією:



Гасіння супроводжується значним виділенням тепла. Частина води переходить у пару. Шматки недопалу розсіпаються в крихку масу гідрооксиду металу, яка при перемішуванні переводиться в тонкодисперсний стан.

На процес термохімічного руйнування впливає: температура, час випалення, крупність початкового матеріалу.

При $t = 1000\text{ }^{\circ}\text{C}$ і тривалості випалення 2 години досягається переведення 90 % кальциту в тонкодисперсний стан з карбонатної руди, що містить пірохлор і апатит.

При $t = 900\text{ }^{\circ}\text{C}$ і тривалості випалення 2 години тільки 58 % кальциту переводиться в тонкодисперсну фракцію. Для досягнення 90 % цього показника потрібна тривалість випалення 8 годин.

7. Руйнування стиснутим середовищем

Процес запропоновано в 1932 році. Його суть полягає в створенні надмірного тиску в шматках матеріалу, що руйнуються, витримці матеріалу під надмірним тиском і різкого скидання тиску. При цьому відбувається вибухове руйнування матеріалу.

Процес може бути використаний для дроблення і подрібнення залізистих кварцитів Південного ГЗК (Криворіжжя), качканарської титано-магнетитової руди, азбестових руд, при вилученні смарагдів з вмисних порід.

При високому тиску газоподібне середовище проникає по тріщинах у шматок. При різкому скиданні тиску газ розширюється і руйнує шматки матеріалу за рахунок різниці тиску всередині грудки і на її поверхні.

У 1934 році Тімрот (СРСР) запропонував використати пару як руйнуюче середовище. Експериментальна установка наведена на рис.11.1.

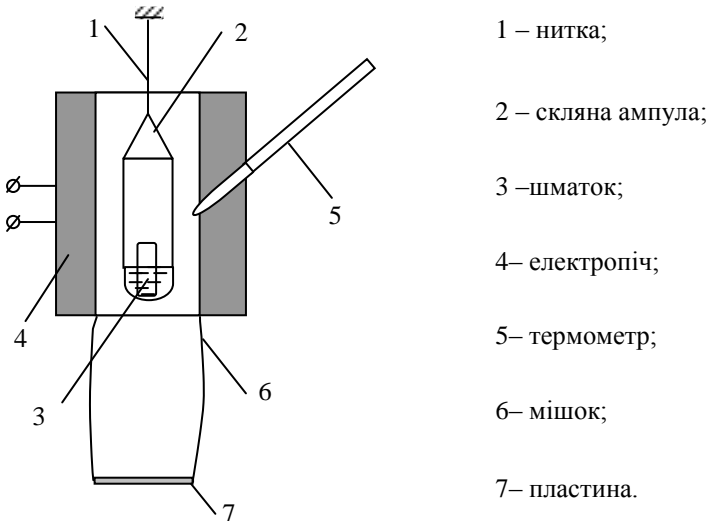


Рис. 11.1. Руйнування стиснутим середовищем.
Установка Тімрота

При досягненні певної температури тиск пари в ампулі досягає максимального значення. При скиненні ампули на пла-

стину 7 тиск на поверхні шматка руди різко падає. Всередині шматка тиск ще залишається високим. Різниця тиску і визначає процес вибухового руйнування шматка.

Снайдер запропонував більш довершену установку для руйнування стиснутим середовищем (Рис. 11.2)

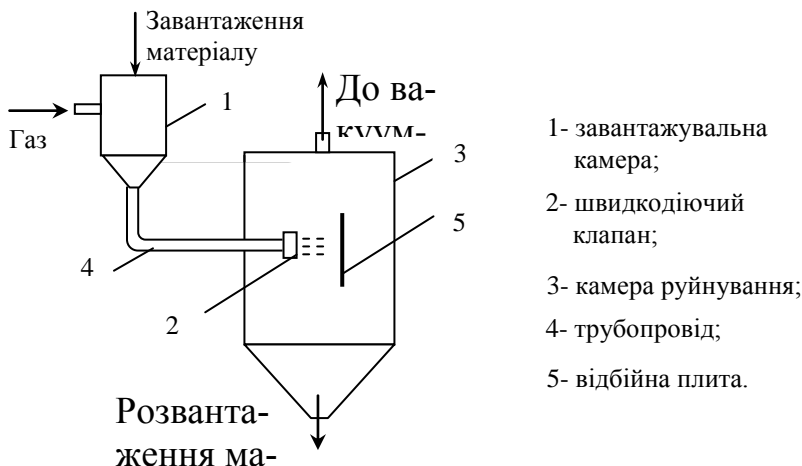


Рис. 11.2. Схема установки Снайдера

Процес вибухового руйнування в установці Снайдера включає 4 стадії:

1. Створення і витримка матеріалу під тиском.
2. Рух матеріалу по трубопроводу – соплу.
3. Скидання тиску на вильоті матеріалу з трубопровода – сопла.
4. Удар об відбійну плиту.

У перших двох стадіях забезпечується знеміцнення матеріалу за рахунок попадання газу в тріщини. У подальших – руйнування за рахунок внутрішнього надмірного тиску газу і удару шматка об відбійну плиту. Ступінь дроблення за одну стадію становить 1.5 - 3.

Процес руйнування за рахунок чистого скидання тиску пари знайшов промислове застосування для вилучення (виколування) смарагдів з вміщуючих порід.

При подрібненні залізняку в установці Снайдера ефективність збагачення зростає на 2 - 4 %. Для мідних руд – на 1- 3 %. При обробці азбесту стиснутим середовищем підвищується вилучення азбесту в концентрат.

Для підвищення продуктивності установки Снайдера (до 90 т/год) можлива організація циклічної роботи декількох (2-8) камер високого тиску. Крупність матеріалу – до 50 мм.

8. Руйнування за допомогою електрогідравлічного ефекту (ефект Л.А. Юткіна)

Спосіб ЕГЕ запропонований у 1950 році Л.А. Юткіним. Ефект руйнування оснований на високовольтному розряді в рідині. Застосовується при дробленні гірських порід, в металообробці, бурінні, в процесах хімічної технології і інших галузях промисловості.

При електричному розряді в рідині виділяють 3 основні стадії:

- стрімерну;
- яскравого спалаху;
- дугового розряду.

Стрімерна стадія триває від моменту подачі напруги на електроди до завершення пробоя проміжку (декілька мкс).

З закінченням стрімерної стадії опір робочого проміжку різко падає, а струм в ньому різко зростає (на 3-4 порядки вище, ніж у стрімерній стадії) і досягає сотень кА. При цьому канал розряду яскраво світиться, звідси назва стадії – **яскравого спалаху**.

При значних потужностях джерела енергії розряд зі стадії яскравого спалаху переходить в **дуговий**.

Руйнування при високовольтному розряді в рідині протікає за рахунок:

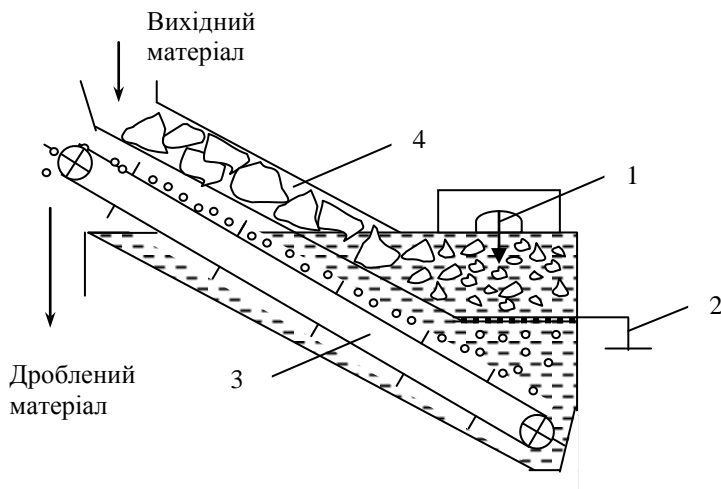
- надвисоких гідравлічних ударних хвиль;
- явища кавітації;
- ультразвукового випромінювання;
- резонансних явищ.

Для дроблення гірських порід Юткін розробив електрогідравлічну дробарку (Рис. 11.3).

Дробарка показала високу селективність при дробленні кімберлітів (руд, що містять алмази) і шлаків металургійного виробництва. У першому випадку досягалося повне подрібнення вміщуючих порід без пошкодження алмазів.

Широке застосування дробарок цього типу обмежене високою витратою електроенергії, малим терміном служби енер-

гоустаткування, підвищеною небезпекою при обслуговуванні дробарок.



1 - електрод; 2 - решітка-електрод; 3 - розвантажувальний пристрій; 4 - завантажувальний пристрій;

Рис. 11.3. Схема електрогідравлічної дробарки

9. Зміна розмірів зерен руди за допомогою термообробки

Метод застосовується для переробки сірчаных руд з важкою збагачуваністю, коли флотацією не досягається високого вилучення сірки в концентрат і частина її втрачається зі зростками.

Для розкриття зростків їх піддають термообробці. Різна температура плавлення сірки і породи дозволяє відділити корисний компонент від вмісного мінералу (кальциту). Нагріву піддають пульпу, що містить 40-50 % твердого. Тривалість нагріву близько 30 хвилин. Температура нагріву 120-135 °С. Виплавлена сірка утворює водну емульсію. При слабкому перемішуванні частинки сірки коалесціюють. Швидкість охолодження пульпи 2 °С за хвилину. На рисунку 11.3 наведена комбінована схема переробки сірчаної руди за допомогою термообробки і флотації.

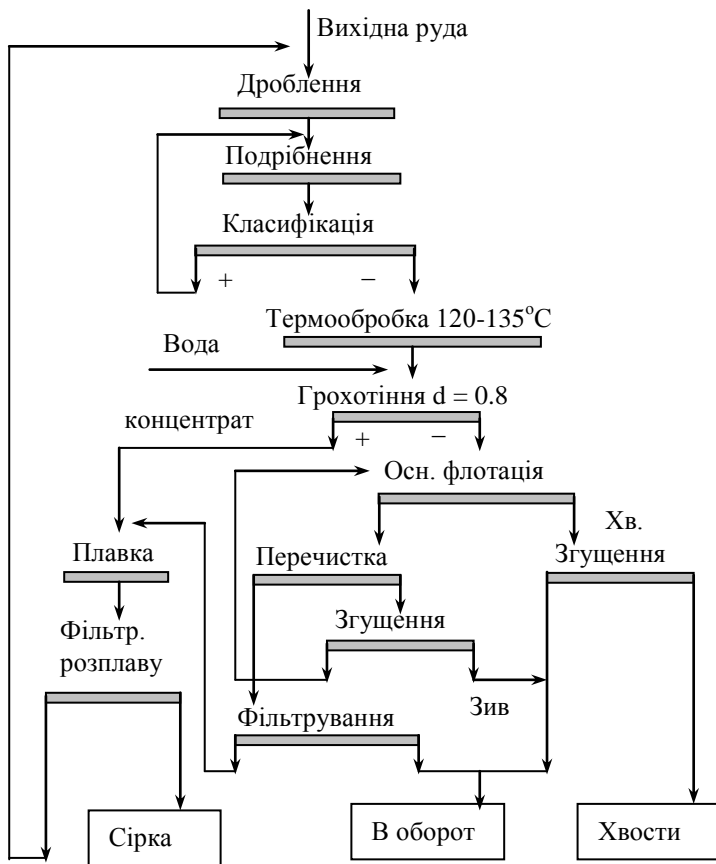


Рис. 11.4. Комбінована схема переробки тонковкрапленої сірчаної руди

10. Зміна форми частинок руди різної пластичності при дробленні і подрібненні

Метод застосовується для переробки шлаків металургійного виробництва. Метали, що містяться в шлаках, при дробленні у валкових дробарках набувають плоскої форми, оскільки володіють певною пластичністю. Відділення металу від мінеральних частинок здійснюється на грохотах.

Подрібнення шлаків може виконуватися у млинах. У цьому випадку для розділення застосовують тонке грохочення.

IV. Збагачення з використанням вибіркового характеру фазових переходів компонентів корисної копалини
(комбіновані методи збагачення і переробки корисних копалин)

У традиційних методах збагачення компоненти, що розділяються, перебувають у твердому стані.

Обов'язковою умовою комбінованих методів є:

1. Переведення одного з компонентів в інший, більш рухливий фазовий стан (розчин, розплав, газ).

2. Виділення різних рідних фаз у різні продукти.

Можливі наступні поєднання фаз:

2.1 рідкої і твердої;

2.2 твердої і газоподібної;

2.3 рідкої і газоподібної.

У практиці широко застосовуються процеси з використанням рідкої і твердої фаз, оскільки при цьому потрібні менші витрати енергії і легше їх розділяти. Загальна схема комбінованих методів збагачення корисних копалин включає наступні операції:

1. Підготовку корисної копалини до переведення компонентів (компонента) в інший фазовий стан.

2. Селективне переведення компонента в інший фазовий стан за допомогою робочих агентів.

3. Розділення компонентів.

4. Переведення речовини, що містить цінний компонент, у форму, зручну для подальшого використання.

5. Регенерація робочих агентів і повернення їх у процес.

Сьогодні комбіновані методи збагачення використовуються при переробці окиснених руд, промпродуктів, які мають важку збагачуваність, руд у старих відвалах, при доведенні концентратів, переробці легкорозчинних руд.

Широке застосування цих методів стримується низькими швидкостями фазових переходів.

Основною операцією комбінованих методів збагачення є переведення компонентів у рухливий фазовий стан: рідкий (розчин, розплав), газоподібний, пульпоподібний.

Переведення твердої фази у розчин є найбільш характерним методом забезпечення рухливості компонента.

Розрізняють фізичне і хімічне розчинення. У першому випадку компонент не змінює складу (KCl, NaCl), у другому - змінює. При цьому розчинниками можуть бути кислоти, луги.

Хімічне розчинення відбувається внаслідок обмінних реакцій, окиснювально-відновних і реакцій комплексоутворення.

Переведення твердої фази у розплав здійснюється за рахунок термічного впливу на корисну копалину шляхом підведення до неї теплоносіїв (гаряча вода, пара, газ) або ж її окиснення з виділенням тепла (горіння).

Переведення твердого компонента у газ. У газоподібній формі відділення корисного компонента значно полегшується. Однак переведення компонента в газоподібний стан вимагає додаткових витрат. Процес застосовується при підземному спалюванні сірки, газифікації вугілля і сланців.

При підземному спалюванні сірки утворюється сірчистий ангідрид (SO_2), необхідний для виробництва сірчаної кислоти. Технологія газифікації сірки полягає в розігріванні частини пласта до температури плавлення і випаровування. Пара змішується з окисником і прогрівається до температури запалення сірки (465°C). Температуру регулюють швидкістю підведення окисника, так щоб вона не перевищувала 700°C (температура розкладання вмісних вапнякових порід).

Підземна газифікація вугілля служить для перетворення вугілля в горючі гази, що використовуються для енергетичних цілей. Підземна газифікація проводиться в частині пласта, який називають *підземним газогенератором*. Основний елемент газогенератора - канал газифікації, що включає наступні зони: розігрівання, горіння, коксування, сушки. Розрізняють 3 основних фази газифікації вугілля:

1. Реагування вуглецю (вугілля) з киснем (окисеном) і водяною парою.
2. Взаємодія компонентів газу між собою.
3. Термічна переробка вугілля з виділенням летких речовин.

Бактеріальна інтенсифікація процесів переведення твердої фази в розчин (вилучення міді із забалансових руд і відвалів)

Сучасні гідрометалургійні методи, зокрема хімічне, бактерійно-хімічне, купчасте, підземне і чанове вилуговування, дозволяють переробляти з високим економічним ефектом бідні забалансові руди, а в ряді випадків і хвости мідних збагачувальних фабрик. До бідних забалансових відносять руди, що містять 0.3-0.5 %, а іноді 0.1-0.15 % міді. Суть гідрометалургійного методу полягає в наступному:

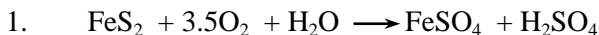
1. Вилуговування міді сірчаною кислотою, тобто переведення нерозчинних у воді сполук (сульфідів) в розчинні сполуки (сульфати).

2. Цементация (осадження) міді.

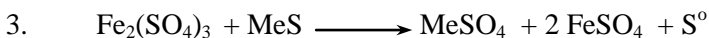
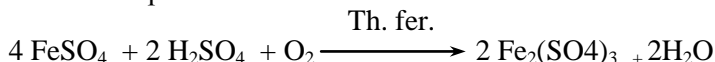
3. Екстракція міді.

Застосування мікроорганізмів - тіонових бактерій «тіобацілус феррооксиданс» (*Thiobacillus ferrooxidans*) і «тіобацілус тіооксиданс» (*Thiobacillus thiooxidans*) збільшує швидкість окиснення сульфідів за певних умов у десятки, сотні і навіть тисячі разів.

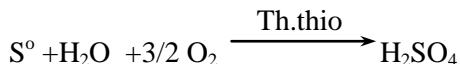
Бактерії, адсорбуючись на поверхні сульфиду, сприяють утворенню оксиду сірчаноокислого заліза $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ - найсильнішого окисника сульфідів. Протікання процесу вилуговування ілюструється такими хімічними рівняннями:



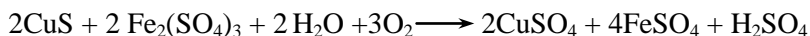
2. Окиснення 2-валентного заліза у 3-валентне за допомогою бактерій:



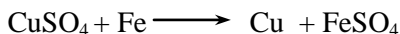
4. Сірку, що утворюється, мікроорганізми окиснюють до сірчаної кислоти



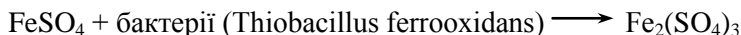
Мідні сульфідні руди під дією $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ розчиняються з отриманням в розчині CuSO_4 за наступною реакцією:



Розчини, що містять мідь, спрямовують на цементацию залізом з отриманням цементної міді:



Цементні розчини після регенерації за допомогою бактерій знову подають на вилуговування.



Схематично процес вилуговування представлений на рис. 12.1.

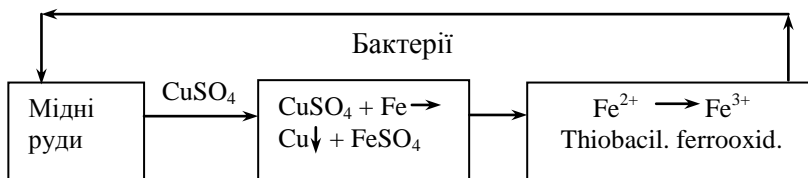


Рис. 12.1. Схема вилуговування мідних руд

Купчасте вилуговування

Купчастому вилуговуванню звичайно піддають бідні забалансові руди або старі відвали, що утворилися внаслідок складування забалансової руди. Бажано, щоб основа відвалу або купи (терикону) була щільною. На підготовлений майданчик в перші шари укладають великі грудки руди (200-300 мм) для кращої аерації купи. Вся купа закладається дрібнішим дробленим матеріалом.

На поверхні відвалу бульдозером роблять канави глибиною до 0.5-1.2 м, через які купа зрошується бактерійними розчинами, що містять 10^5 - 10^6 клітин бактерій в одному мл. Туди ж додають сірчаноокисле окисдне залізо і сірчану кислоту для підтримки рН 1.9 - 2.5.

Навколо купи роблять канави, куди стікає розчин, що містить мідь (який пройшов через відвал). З канави розчин насосом подається в басейн з відстійником для осадження глини і шлаків, після чого він надходить на цементацийну установку для вилучення міді. Цементна мідь прямує на міделиварний завод.

Купи зрошують з інтервалом 7-15 днів. Для кращої аерації і окиснення сульфідів у відвалах пробурюють отвори, куди вставляють перфоровані труби діаметром 100 мм.

Відпрацювання купи при бактерійно-хімічному методі вилуговування триває 4 - 5 років. Цементна мідь містить 70 - 80 % міді. Витягання міді з розчину становить 95 - 99 %.

Собівартість міді в 2 - 5 раз нижча в порівнянні з міддю, що отримується за традиційною технологією. Схема купчастого вилуговування наведена на рис. 12.2.

Головний ставок глибиною до 2 метрів, об'ємом 5 тис. м³ має запас розчину на 2 доби. Розчин після вилуговування направляють у ставок-відстійник, а після відстоювання – на цемент-

цію. Витрата залізного скрапу становить 1.3 - 1.5 кг на 1 кг цементної міді. Тривалість контакту розчину зі скрапом 5 - 6 хвилин. Вилучення міді з розчину при цементації становить 95 % і більше. Розчин після вилуговування містить близько 1.5 г/л міді, а після цементації - 0.02 г/л міді, 3 - 4 г/л двовалентного заліза.

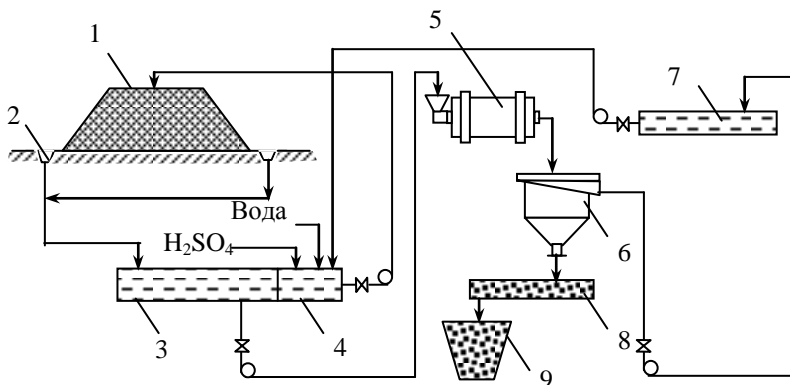


Рис. 12.2. Схема купчастого вилуговування:

- 1 - відвал; 2 - дренажна канава; 3 - ставок-відстійник; 4 - відстійник головних розчинів; 5 - барабанний цементатор; 6 - згущувач; 7 - сховище головних розчинів; 8 - випарний майданчик; 9 - цементна мідь.

Вилучення міді з розчинів після вилуговування

Розчини, отримані після купчастого або підземного вилуговування забалансових руд і відвалів, містять незначну кількість міді (0.3 - 3 г/л). Вилучення міді з розчинів можливе: цементацією, сорбцією, електролітичним осадженням.

З перерахованих методів економічно виправдане вилучення міді з розчинів цементацією залізом. Для цементації використовують залізний брухт, консервну жерсть, обрізки жерсті.

Цементація може здійснюватися в:

- цементаційних жолобах;
- барабанних цементаторах;
- цементаційних ваннах;
- цементаційних чанах;
- конусних цементаторах.

Лекція № 13

Технологія купчастого вилуговування золота

Купчасте вилуговування золота застосовується при розробці невеликих родовищ, переробці старих відвалів, бідних забалансових руд. Вилуговування ведеться ціанистими розчинами. У руді не повинно бути надлишку тонких фракцій, а також глини, які перешкоджають просоченню розчину. Оптимальною вважається крупність руди до 5 мм.

Вміст золота в початковій руді 0.5 - 10 г/т. Купа повинна бути відносно невеликої місткості - близько 10000 т руди. Основа купи повинна бути заасфальтована або покрита полімерною плівкою.

Технологія вилуговування золота включає наступні операції:

1. Розчинення золота 0.1 % розчином ціанистого натрію з отриманням продуктивного розчину (1 частина золота на $2 \cdot 10^6$ частин води).

2. Абсорбція золота вугіллям з подальшою десорбцією в гарячих лужних розчинах.

3. Електролітичне осадження золота.

Ціаністі розчини готують, змішуючи воду з NaCN (0.5-1 г/л). рН підтримують 10-10.5, регулюючи подачею вапна. Тривалентність вилуговування становить 30 - 80 діб. Промивають руду 10 - 20 діб. Вилучення золота становить 60 - 80 %. Процес використовується в США, Канаді, Африці та інших країнах.

Купчасте вилуговування уранових руд (U_3O_8)

Процес застосовується з 1963 року у Франції, Іспанії, Мексиці. До кондиційних відносять руди, що містять > 0.02 % урану. До бідних відносять руди із вмістом урану від 0.02 до 0.01 %. Маса купи коливається від 1000 до 16000 т. Крупність матеріалу 0 - 120 (400) мм. Вилуговування проводять сірчаною кислотою при рН 1.6. Основа майданчика і резервуари виконані з полівінілу. Вилуговування триває 7 - 9 місяців. Витрата кислоти 10.5 - 12.5 кг/т і більше. Вилучення урану становить 68 - 80 %.

В Іспанії ведуть роздільне вилуговування багатой (0.07 % U_3O_8) і бідної (0.07 - 0.02 % U_3O_8) руд. Обробку ведуть розчином, що містить 28 г/л сірчаної кислоти H_2SO_4 . Уранові розчини екстрагують аніліном 336.

У Мексиці багаті уранові руди (0.28 % U_3O_8) крупністю до 38 мм вилуговують 45 діб і досягають вилучення 80 - 85 %. Витрата H_2SO_4 становить 25 кг/т. Вміст U_3O_8 в продуктивному розчині 7 г/л.

Технологія чанового вилуговування

Чанове вилуговування застосовується для окиснених мідних руд, уранових руд, що містять золото. Відмінності чанового вилуговування від купчастого:

1. Процес більш інтенсивний за рахунок збільшення швидкості підведення розчинника до руди і відведення продуктів розчинення.

2. Можливість фільтрації розчину через руду зверху вниз, знизу вгору, горизонтально.

3. Можливість інтенсивного перемішування руди з розчинником.

4. Створення оптимальних умов для життєдіяльності бактерій (оскільки приміщення закрите).

5. Невеликі об'єми руди, що вилуговується.

Розрізняють два види чанового вилуговування:

- перколяційне;
- вилуговування з перемішуванням.

Чанове вилуговування відрізняється від купчастого відсутністю аерації руди повітрям.

За способом подачі розчинника і руди, що вилуговується, виділяють: прямотечійний, протитечієвий і напівпротитечієвий способи вилуговування.

Для чанового вилуговування застосовують чани місткістю 5 - 10 тис. тонн. Довжина чана 50 м, ширина 30 - 33 м і глибина 5.5 м. Виготовляють чани з бетону. Внутрішню поверхню покривають асфальтом, смолою, полімерним матеріалом з метою захисту від кислоти.

Чани невеликих розмірів виготовляють з дерева і покривають кислотостійким матеріалом.

На відстані 100 - 200 мм від днища чана споруджують помилкове дно (грати). Через простір, що утворився, відводять розчин. Грати покривають захисною тканиною, кусковою рудою. Повний цикл (завантаження, вилуговування, промивка, вивантаження) становить 8 - 13 діб.

Перколяційний процес вилуговування в чанах **без перемішування** застосовується в основному для мідних окиснених руд. Продуктивний розчин містить 10 - 26 г/л міді. Мідь виді-

ляється електролізом. Витрата кислоти 10 - 55 кг/т руди. Вилучення міді досягає 75 - 90 %.

Чановий процес з перемішуванням здійснюється в апаратах 2-х типів:

- з механічним перемішувальним пристроєм;
- з перемішуванням повітрям (пачуки).

Інтенсивність розчинення руди в чанах з перемішуванням вища, ніж у перколяторах. Схеми чанів з перемішувальним пристроєм наведені на рис. 13.1.

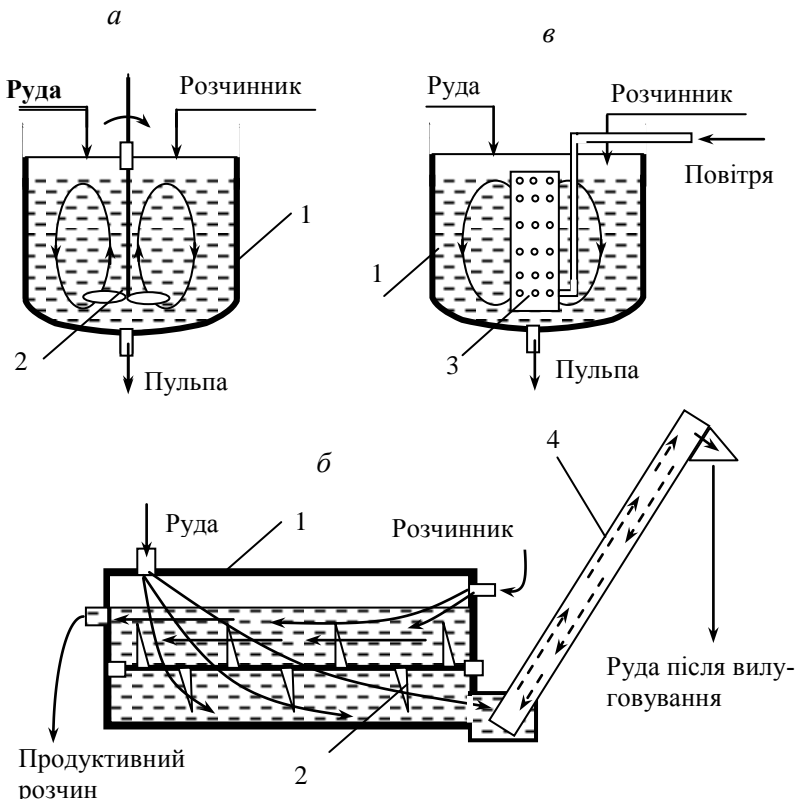


Рис. 13.1. Схема чанів з перемішувальним пристроєм вертикального (а), горизонтального типу (б), пневматичного (в) типів:

1 - футерований корпус; 2 - мішалка (шнек), 3 - перфорована труба; 4 - збезднюючий елеватор

У чанах з вертикальним перемішувальним пристроєм (а) гвинт підіймає пульпу в середній частині, по периферії спостерігаються низхідні потоки. Відбувається активне контактування частинок з розчином. Чан служить тільки для вилюговування. Розділення твердої і рідкої фаз, відмивання твердої фази проводиться в інших апаратах.

Чан з горизонтальним перемішувальним пристроєм (б) (шнековий розчинник) обладнаний елеватором для виведення руди після вилюговування. Шнек виконує дві функції: перемішує пульпу і транспортує руду до розвантаження. Розчин для вилюговування можна подавати як прямотечійним, так і протитечійним способом.

Чан з перемішуванням стиснутим повітрям (в) (пачук) має циліндричну форму з ерліфтом по центру. Пульпа в трубі аерується і підіймається вгору. За межами труби вона опускається. Відбувається перемішування пульпи.

Чановий процес широко застосовується при збагаченні силікатних руд (у шнекових розчинниках).

У пачуках вилюговують переважно тонкодисперсні продукти (колективні концентрати, подрібнену уранову руду, руди, що містять золото). Ефективність підвищується при використанні бактерій.

Як приклад на рисунку наведена схема (США) для селективного витягання міді з молібденових концентратів.

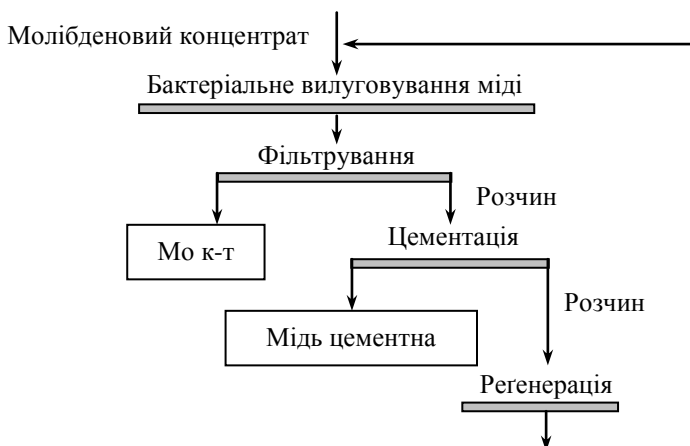


Рис. 13.2. Схема вилюговування міді з молібденового концентрату

Лекція № 14

Технологія автоклавного вилуговування

Процес проводять під тиском і при перемішуванні гострою парою в закритій посудині - автоклаві. Автоклавним вилуговуванням переробляють боксити з метою отримання глинозему, а також вольфрамові руди з отриманням вольфрамату натрію. Переваги процесу:

- збільшення швидкості реакцій за рахунок підвищення тиску і температури;
- герметичність апаратури зменшує втрату реагентів і виключає забруднення навколишнього середовища.

Автоклавне вилуговування протікає за рахунок простого обміну йонами реагуючих компонентів.

Технологія автоклавного вилуговування

при отриманні глинозему

Отримання алюмінію включає дві основні стадії:

- виробництво глинозему;
- електролітичне отримання алюмінію з глинозему.

Глинозем отримують методом сплавлення або автоклавного вилуговування за способом Баєра.

Алюміній у природі зустрічається тільки у зв'язаному стані у формі власне алюмінієвих мінералів і силікатних порід. Характеристика основних мінералів алюмінію, що використовуються в автоклавному процесі, наведена в таблиці 14.1.

Таблиця 14.1 - Характеристика основних мінералів алюмінію

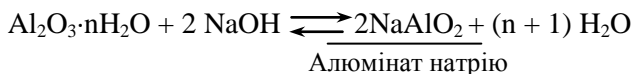
Мінерал	Хім. формула	Вміст Al_2O_3 , %
Корунд	Al_2O_3	100
Діаспор, беміт	$\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$	85
Гідраргіліт	$\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$	64.5
Каолініт	$\text{Al}_4[\text{Si}_4\text{O}_{10}](\text{OH})_8$	39.5
Алуніт	$\text{KAl}_3[(\text{SiO}_4)_2(\text{OH})_6]$	37 -39
Нефелін	$\text{KNa}_3[\text{Al Si}_4\text{O}_4]_4$	32 -36

Переробці, як правило, піддають боксити, що містять, в основному, діаспор, беміт, гідраргіліт.

Якість бокситів визначається масовим співвідношенням оксиду алюмінію до двооксиду кремнію, яке називається **кремнієвим модулем** (μ_{Si}).

$\text{Al}_2\text{O}_3 / \text{SiO}_2 = \mu_{\text{Si}}$. Чим вищий модуль (менший кремнію), тим краще йде процес. Звичайно модуль знаходиться в межах від 22.5 до 5.6.

Вилуговування бокситів ведуть лужними розчинами. Процес Баєра являє замкнений цикл, суть якого визначається оборотною хімічною реакцією:



В автоклавах при температурі $t = 130 - 240^\circ\text{C}$ реакція протікає праворуч, при цьому відбувається вилуговування. Їдкий натр розчиняє глинозем бокситу, утворюються алюмінат натрію і вода. Потім розчин розбавляють оборотною промивною водою, відділяють і промивають осад, що не розчинився. Прояснений розчин охолоджують. При цьому реакція протікає в зворотний бік, тобто утворюються гідрат глинозему і їдкий натр. Процес називається: викручування, або декомпозиція. Продукти розділяють у згущувачах і на фільтрах. Розбавлений розчин їдкого натру має низьку концентрацію. Його випаровують і направляють на вилуговування. Цикл замикається.

Для остаточного доведення глинозему його піддають розжарюванню (кальцинації) при температурі 1200°C . При підвищенні температури спочатку видаляється зовнішня волога, потім при 250°C гібсит втрачає 2 молекули зв'язаної води і переходить в беміт. При температурі $500 - 550^\circ\text{C}$ беміт перетворюється в безводний $\gamma - \text{Al}_2\text{O}_3$, при температурі $850 - 1200^\circ\text{C}$ відбувається перетворення $\gamma - \text{Al}_2\text{O}_3$ в практично негігроскопічний $\alpha - \text{Al}_2\text{O}_3$.

На рис. 14.1 наведена спрощена схема отримання глинозему за способом Баєра.

Основним обладнанням у технологічних схемах отримання глинозему є автоклави (Рис. 14.2), які встановлюються батареями по 8 - 10 штук у кожній.

Технологія автоклавного вилуговування вольфраму

Промислові мінерали вольфраму:

- вольфраміт - $(\text{Fe}, \text{Mn})\text{WO}_4$;



Рис. 14.1. Спрощена схема отримання глинозему способом Баєра

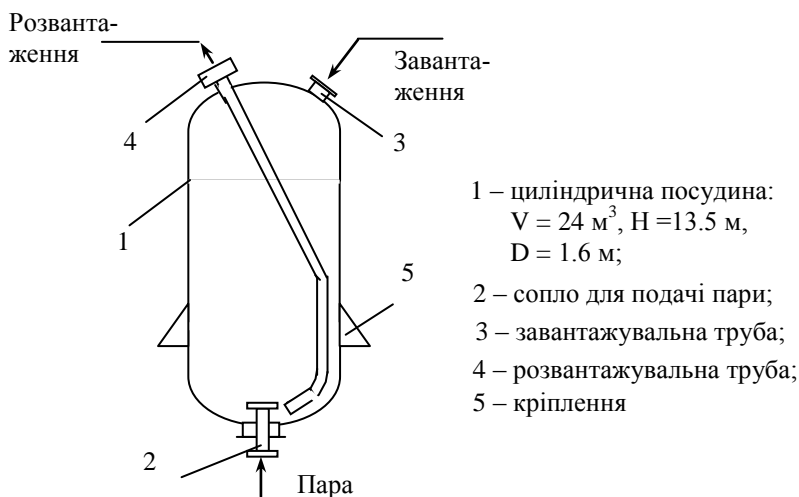
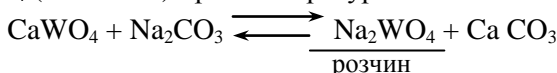


Рис. 14.2. Автоклав

- шеєліт - CaWO_4 ;
- ферберит - FeWO_4 ;
- гюбнерит - MnWO_4

Основні типи вольфрамових родовищ - вольфраміт - кварцові жили і скарнові шеєлітові родовища. Вміст вольфраму в рудах від десятих часток до 1.5 %. Складність складу і невисокий вміст утруднюють отримання кондиційних концентратів з високим вилученням. Застосування автоклавного вилуговування дозволяє підвищити ефективність процесу. Цей процес уперше розроблений в СРСР І.М.Масленицьким і В.С.Сиромським.

Переведення вольфраму з концентрату в розчин здійснюється внаслідок взаємодії розчину соди з вольфрамом кальцію CaWO_4 (шеєлітом) при температурі 170 - 250 °С.



На рис. 14.3 наведена схема автоклавного вилуговування вольфрамових продуктів.



Рис. 14.3. Схема вилуговування вольфрамових продуктів

Лекція № 15

Геотехнологічні методи видобутку і переробки корисних копалин

Геотехнологічні методи базуються на переходах твердої корисної копалини в рухомий стан безпосередньо на місці залягання за допомогою хімічних, фізичних, теплових, гідродинамічних процесів.

Головні особливості геотехнологічних методів:

1. Вилучення корисної копалини ведеться через свердловини.
2. Інструментом видобутку є робочі агенти (вода, пара, розчинники), за допомогою яких корисна копалина переводиться в рухомий стан.
3. Переведення компонентів у рухомий стан має вибірко-вий характер.
4. Об'єкт видобутку одночасно є і місцем проведення операції переробки.
5. Праця гірників не пов'язана з підземними роботами і стає безпечною.
6. Після видобутку корисних копалин вмісні породи залишаються на місці.
7. Скорочуються виробничі площі.
8. Виключаються витрати на транспортування корисних копалин і відходів.

Видобуток і переробка солей

Для отримання солей використовують природні і штучно отримані розсоли. Штучні розсоли отримують шляхом розчинення кам'яної солі після видобутку або розчиненням через свердловини.

Сировиною для отримання розсолів служать: хлориди, сульфати і хлоридосульфати.

За концентрацією (г/л) розрізняють такі розсоли:

- слабкі 50 - 150;
- міцні 150 - 320;
- дуже міцні..... 320 - 500;
- гранично насичені.....500

Основним мінералом кам'яної солі є галіт. Домішки - ангідрит, полігаліт, глина, мул і ін. Калійні солі (сильвініти) як головні мінерали містять галіт, сильвін і нерозчинні домішки.

Форма залягання солей може бути пластовою, куполо- і штокоподібною, лінзовою.

Проходження свердловин включає буріння до продуктивної товщі, установлення труб для подачі робочого агента, нерозчинника і відведення корисного компонента. Діаметр свердловин 93 - 112 мм.

Розрізняють некероване і кероване розчинення солей. **Некероване розчинення** здійснюється прямотечійним і протитечійним способами (Рис. 15.1 а, б).

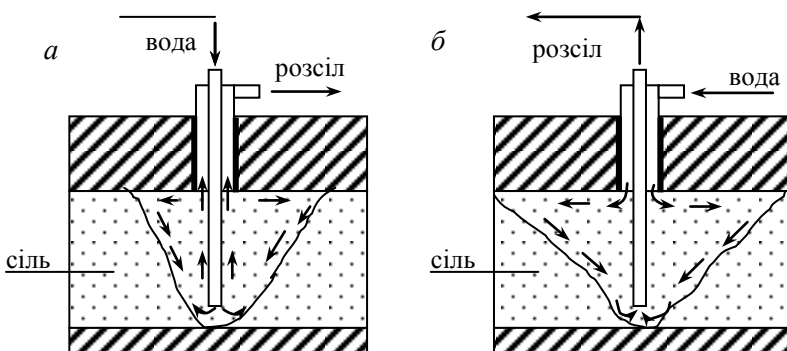


Рис. 15.1. Схеми розчинення солей:
а - прямотечійний метод; б - протитечійний метод

Прямотечійний метод має наступні недоліки:

- стихійне формоутворення камери;
- ненасичені розсоли;
- низький коефіцієнт вилучення запасів (2.5 %);
- малий термін служби свердловини (3 - 5 років).

Перевагою методу є швидка підготовка свердловини (1 місяць).

Протитечійний метод розчинення дозволяє вилучати до 10 % корисної копалини. Термін служби свердловини 10 років. Протитечійний метод має недоліки прямотечійного, крім того, з'являється небезпека закупорки шламами розсолородавальної труби.

До керованих способів розчинення належить **гідровруб**, запропонований Тремпом (США) у 1936 році.

Гідровруб – це виробка в нижній частині пласта, утворена одночасною подачею нерозчинника (повітря) і води (Рис. 15.2

а). Повітря концентрується біля стеліни, не даючи їй розчинитися. За допомогою гідровруба утворюється камера діаметром близько 100 м і висотою 1-1.5 м. Експлуатація камери ведеться при випущеному нерозчиннику. Розчинення йде дуже інтенсивно, оскільки свіжа вода контактує з великою поверхнею стеліни. Гідровруб дозволяє вилучати до 15 % солі.

Вода надходить по міжтрубному простору. Черевик водопостачальної труби підіймається від ґрунту пласта на 1.5-2 м. Забір розсолу ведеться на висоті 0.3-0.5 м від ґрунту пласта.

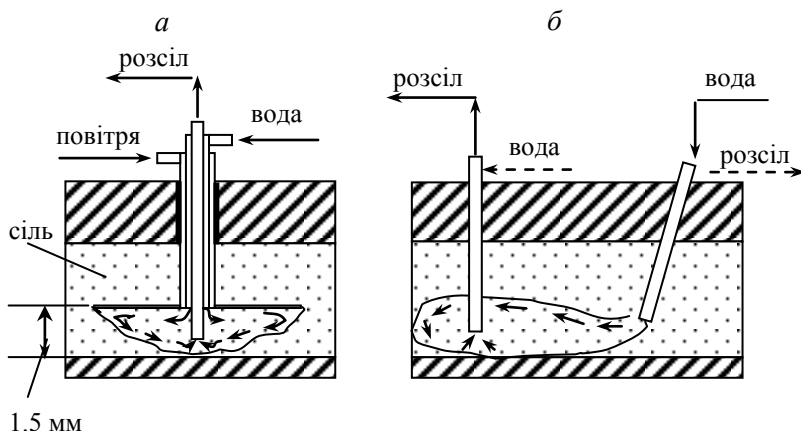


Рис. 15.2. Схема розчинення солей:
а - гідровруб; б - суцільна розробка

Підвищення вилучення досягається при **суцільній розробці** за допомогою двох свердловин. Через одну здійснюється закачування води, через іншу - видача розсолу (Рис. 15.2 б).

Вартість розсолів на розсолопромислі у 3 рази нижча за вартість розсолів, що отримуються при шахтному способі видобутку.

Видобуток і переробка корисних копалин підземним вилуговуванням

Промислове вилуговування мідних руд ведеться з 1924 року в Мексиці. Сьогодні цей метод набуває розвитку у зв'язку із зменшенням запасів руд. Перспективними об'єктами для підземного вилуговування вважаються окиснені руди; забалансові ділянки відпрацьованих родовищ; бідні, глибоко залеглі родовища.

У залежності від проникності руд застосовують систему подачі розчинника під тиском (Рис. 15.3) або без тиску (перколяція).

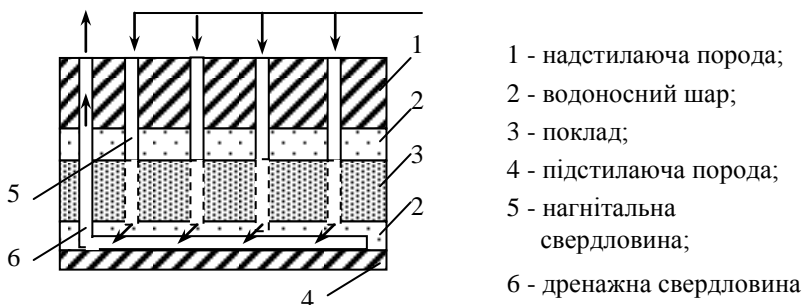


Рис. 15.3. Схема розкриття родовища з нагнітальними свердловинами і дренажною виробкою

Первинне заповнення пласта розчинником проводиться одним із способів:

- витісненням пластових вод розчинником нормальної концентрації;
- витісненням пластових вод повітрям з подальшою заміною газу на розчинник нормальної концентрації;
- введенням через свердловини концентрованих кислот (лугів) для поступового перетворення пластової води в розчин заданої концентрації.

Перша дослідно-промислова установка підземного бактерійно-хімічного вилуговування пущена в 1964 році на Дегтярському руднику. Вартість міді, отриманої підземним вилуговуванням, в 3-4 рази нижча за вартість при традиційному добуванні і переробці.

Підземна газифікація вугілля

При підземній газифікації протікає процес термохімічного перетворення вугілля в горючі гази. При цьому на поверхню видаються феноли, бензоли, піридини, жирні кислоти, сірка і т.д. При підземній газифікації отримують в 1.5 - 3 рази більше аміаку, в 1.5 - 10 раз більше піридинових основ, ніж при коксуванні в коксових батареях.

Процес газифікації ведеться в підземних газогенераторах. Для горіння вугілля подають повітря або його суміш, збагачену киснем (Рис. 15.4).

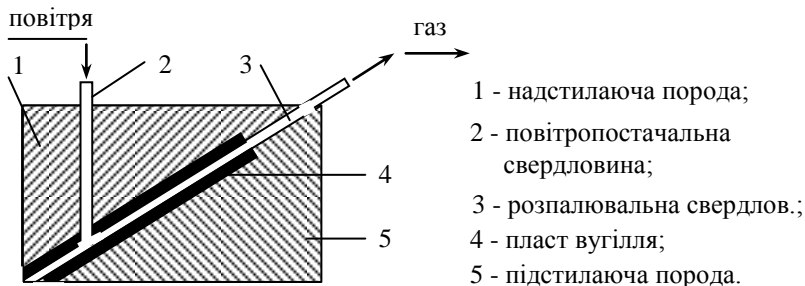


Рис. 15.4. Схема газогенератора (для похилих пластів)

Одержуваний газ очищають від пилу в циклонах. Охолодження газу ведуть у скруберах, потім його очищають в електрофільтрах, після чого направляють у скрубери сіркоочистки, де витягують сірководень. Аналогічно газифікують горючі сланці.

Підземна виплавка сірки

В основу методу покладена відмінність у температурі плавлення сірки і вмесних порід. Сірка плавиться при температурі 119°C , її густина 1.8 т/м^3 . Розігрівання ведеться теплоносієм (гарячою водою). Подача води і видача сірки ведеться за допомогою сірковидобувної свердловини (Рис. 15.5).



Рис. 15.5. Підземна виплавка сірки

Свердловина обсаджується обсадною трубою 1 до сірконосного пласта. Затрубний простір ретельно цементують. У свердловину опускають став із 3 труб: для подачі гарячої води

2, сірки 3 і повітря 4. Вода через перфорацію в трубі 2 надходить у пласт 9, розплавляє сірку, яка стікає в нижню частину пласта 6. Через перфорацію сірка надходить у нижню частину труби 2, відгороджену пакером 5. Під дією пластового тиску розплавлена сірка іде в трубу 3 і при подачі повітря ерліфтом подається на поверхню.

Необхідною умовою для процесу є низька водопроникність надстиляючих і підстиляючих порід.

Свердловинний гідровидобуток корисних копалин

Спосіб запропонований у 1936 році М.П. Тупіциним. При свердловинному гідровидобутку використовують перехід руди в рухомий пульпоподібний стан. Спосіб включає руйнування руди гідромонітором і подальшу видачу пульпи насосом.

Конструкція свердловини для гідровидобутку показана на рис. 15.6. Свердловину проходять через надстиляючі породи 1, поклад 6 і закінчують у підстиляючих породах 7, де формують ліжку для збору зруйнованої руди.

У свердловину опускають став з трьох концентрично розташованих труб: для подачі води 2 і установлення на ній гідромонітора 5, для подачі повітря 3, для підйому на поверхню пульпи 4.

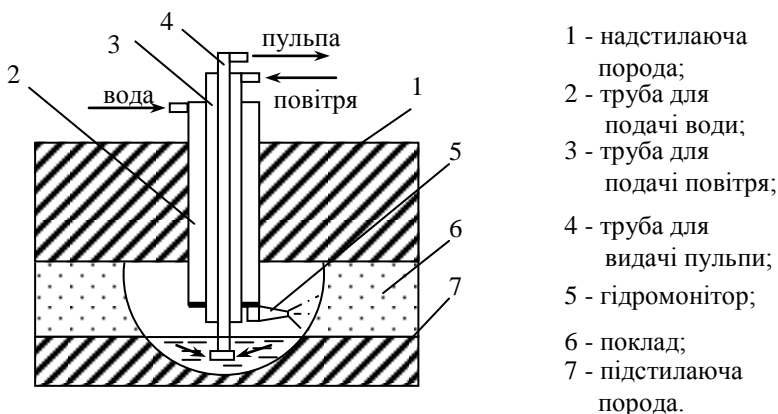


Рис. 15.6. Схема свердловинного гідровидобутку корисних копалин

Лекція № 16-17

Селективна агрегація гідрофобних корисних копалин

Селективна агрегація гідрофобних корисних копалин, в першу чергу вугілля, поєднує сукупність процесів структурування тонкої (до мікрон) або полідисперсної (0-1 мм) гідрофобної мінеральної речовини у водному середовищі за допомогою реагентів. Застосовується як самостійний і як допоміжний процес.

На рис. 16-17.1 показана класифікація процесів селективної агрегації. Основні їх різновиди:

- 1) агрегація електролітами-коагулянтами;
- 2) агрегація полімерними сполуками;
- 3) агрегація маслами.



Рис. 16-17.1. Класифікація процесів селективної агрегації вугілля

1. Агрегація електролітами-коагулянтами

Процес селективної агрегації електролітами пов'язаний зі зміною стану подвійного електричного шару (ПЕШ) вугільних та (або) мінеральних частинок суспензії. Введення в суспензію коагулянту приводить до стиску ПЕШ, зменшення ζ - потенціалу вугільних частинок, що забезпечує можливість їх зближення на відстань дії ван-дер-ваальсових сил притягування. Це пояснюється руйнуванням молекулами електроліту граничного шару води на поверхні вугілля, що й спричиняє можливість зближення вугільних зерен та їх коагуляцію. Для селективної електролітичної коагуляції (СЕК) вугільних зерен в залежності від природи поверхневих кисеньвмісних сполук і характеру їх дисоціації у водному середовищі можуть бути застосовані нейтральні, лужні або кислотні електроліти.

Застосовують електроліти: карбонати, тетраборат оксалату, пірофосфат, триполіфосфат, гексаметафосфат натрію, полісілікат натрію (рідке скло), вапно, кальциновану соди та ін.

На вуглебагачувальних фабриках (ВЗФ) Донбасу і Придніпров'я при витратах реагенту 3-11 кг/т із шламів зольністю 16-28% одержано коагульований концентрат і відходи зольністю відповідно 10-19%, 53-70%. Промислова апробація процесу здійснена на ряді об'єктів - Макіївський КХЗ, Дніпропетровському КХЗ, Селидівській ЦЗФ, шахті „Анна“ (Польща), Череповецькому МК (Росія) та ін.

Визнано доцільність використання процесу для підготовки перед флотацією вугілля.

2 Агрегація полімерними сполуками

Процеси селективної флокуляції полімерами – СФП можуть здійснюватися як **водорозчинними**, так і **нерозчинними** полімерними флокулянтами. В обох випадках має місце місточковий механізм структуроутворення.

2.1. Водорозчинні полімери

Серед **водорозчинних** розрізняють *аніонні*, *катіонні* та *нейоногенні* полімерні флокулянти. Основу *аніонних полімерів* складають поліакрилова кислота, її солі або акриламідиди. *Катіонні полімерні флокулянти* містять позитивно заряджені групи аміну, іміну або четвертинного аміну. *Нейоногенні полімери* складаються головним чином з поліспиртів,

негідролізованих поліефірів і поліамідів. З них у процесах СФП найширше використовується негідролізований поліакриламід (ПАА) та поліоксиетилен (ПОЕ). Довжина макромолекули нейоногенного флокулянту повинна бути вдвічі більшою від радіусу дії йонноелектростатичних сил, що забезпечує механізм місточкового зв'язку між вугільними частинками.

На ряді вуглебагачувальних фабрик Росії як селективні флокулянти використовуються ПАА, ПОЕ, поліелектроліти катіонного типу ВПК-101 (полівінілбензилтриметиламонійхлорид) і ВПК-402 (диметилдіаліламонійхлорид), а також бінарні суміші катіонного та нейоногенного флокулянтів. На ЦЗФ „Березовська“ застосування флокулянту ПОЕ для вловлювання вугільних частинок менше 5 мкм із фільтрату вакуум-фільтра „Україна-80“ дозволило при вихідній зольності твердої фази $A^d_b = 11\%$ одержати кондичійний концентрат зольністю $A^d = 8,4\%$ та високозольний відходи $A^d_{xb} = 79,0\%$. Аналогічні результати одержані на ЦЗФ „Абашевська“.

За кордоном використовують гідролізовані ПАА угорського виробництва (NIKE ПАА), катіонний полімерний флокулянт „Суперфлок-310“, в Україні також натрієву сіль сульфінаного полістиролу (НССПС) разом з гідроксидом Na і кальцинованою содою, а також гіпан, метас, триполіфосфат Na (розробки Дніпропетровського національного гірничого університету).

Шлами оборотних вод Дніпродзержинського та Дніпропетровського КХЗ оброблялися гіпаном (0,092 кг/т) і метасом (0,092 кг/т) при $pH > 8-9$. При зольності вихідного 21-26% одержано концентрат зольністю 14-20% та відходи зольністю 72-77% /36/. При цьому кальцинована сода (8-10 кг/т) виконувала роль пептизатора. Найвищі коефіцієнти селективності (77-79%) при розділенні вугільного шламу одержані при одночасному використанні електролітів - коагулянтів та полімерів, тобто при сполученні двох методів агрегації – СЕК та СФП.

Процес агрегації інтенсифікується під дією ультразвуку.

В цілому технологія СМА тонкого вугілля *водорозчинними полімерами* отримала розвиток, але її широке промислове впровадження стримується дифіцитністю реагентів і недостатньою в ряді випадків селективністю розділення. Принциповий недолік процесу СФП водорозчинними полімерами – його сильна залежність від товщини граничних водних плівок на поверхні вугільних зерен. Нестабільність параметра pH суспензії викликає нестабільність флокул і, зрозуміло, результатів флокуляції. При цьому метод СФП позитивно відрізняється від СЕК існуванням двох механізмів агрегування – за рахунок молекулярних сил притягування і місточкового зв'язку.

2.2. Неводорозчинні полімери

Для селективної агрегації тонкого вугілля використовуються також низькомолекулярні (молекулярна маса 10^3-10^5) та високомолекулярні гідрофобні полімери. Агрегація вугільних зерен гідрофобними полімерами здійснюється виключно за місточковим механізмом.

Застосування *низькомолекулярних полімерів* дозволяє при вихідному матеріалі (зливів гідроциклонів) зольністю 61%, одержувати концентрат $A_k^d = 14\%$, хвости $A_{xb}^d = 84\%$, промпродукт $A_{nn}^d = 69\%$. Флокули більш щільні, ніж на ПАА. При випробуванні флокуляційно-флотаційного способу збагачення вугілля зольністю 46,4 % і подачі полімеру того ж класу, Lintol 27 в кількості 0,25 кг/т одержано концентрат $A_k^d = 17\%$ та відходи $A_{xb}^d = 80,9\%$. Флотація того ж вугілля дає результат $A_k^d = 20,6\%$, $A_k^d = 68,9\%$.

Як *високомолекулярні гідрофобні флокулянти* у вітчизняній практиці (рис. 16-17.2 та 16-17.3) використовуються *синтетичні латекси* – водні колоїдні дисперсії високополімерів. Вони являють собою каучукові частинки (глобули), переважно сферичної форми діаметром 0,08-3 мкм, стабілізовані йоногенними ПАР, частіше аніонного типу. Молекулярна маса 10^6 - 10^8 .

Дослідження і застосування селективної агрегації вугілля латексами проведені Українським вуглехімічним інститутом (УВХІН, м. Харків) та ДонНТУ, промислова апробація та експлуатація флокуляційно-флотаційної технології із застосуванням латексів БС-3ОФ, СКС-3Од, БС-50 на Макіївському та Авдіївському КХЗ, ЦЗФ „Чумаківська“ та „Дзержинська“ ВО „Донецквуглезбагачення“ показала можливість збільшення виходу концентрату флотації на 0,4-6%, збільшення зольності відходів до 78-80%, збільшення на ~ 25-30% швидкості флотації. При цьому витрати флокулянту можуть бути встановлені на рівні 50-100 г/т. Підвищення витрат латекса вище 250-300 г/т практично не впливає на результати збагачення.

Зарубіжним аналогом латексного флокулянту є гідрофобізуючі реагенти торгових марок FR-7 та FR-7A, які виготовляються у вигляді водної емульсії. Молекулярна маса полімеру ~ 10^6 .

Загальним недоліком латексних флокулянтів, на відміну від масляних, є обмежена область застосування по зольності вихідного вуглевміщуючого продукту (не вище 30%), деяке озолення концентрату і забивка сит грохотів та вакуум-фільтрів при порушенні технологічного режиму дозування.

3. Агрегація маслами

В основі процесів селективної масляної агрегації вугілля лежить механізм адгезійної взаємодії олеофільної вугільної поверхні з маслами, внаслідок якого досягається її селективне змочування і агрегування в турбулентному потоці води. Гідрофільні часточки, не змочувані маслом, до складу агрегатів не входять, що дозволяє виділяти їх у вигляді породної суспензії.

В залежності від режимних параметрів, технологічної схеми, одержуваного результату, зокрема виду продукту агрегації, доцільно виділити:

- масляну грануляцію (МГ),
- агломерацію (МА),
- флокуляцію (МФ).

При *грануляції* та *агломерації* в процес втягуються зерна вугілля до 3-5 мм, а при *флокуляції* - не більше 0,1-0,2 мм. Гранулят являє собою моно- або полідисперсний сипучий продукт, складений з кулястих і овальних гранул крупністю від 0,5-0,7 мм до 7-10 мм. Агломерат - це частково згранульоване полідисперсне вугілля, представлене вуглемасляними комплексами крупністю від 0,2-0,3 мм до (1,1-1,3) d_{\max} (d_{\max} - максимальний діаметр вугільного зерна). Флокули - пухкі або ущільнені вуглезв'язуючі комплекси крупністю не більше 0,2-0,3 мм.

Питомі витрати масла-зв'язуючого, взяті на 1000 $\text{см}^2/\text{г}$ зовнішньої поверхні вугілля ($S_{\text{пит.}}$), при грануляції складають 8...12 мас.% від сухої маси вугілля, при агломерації - 2...3 мас.%,

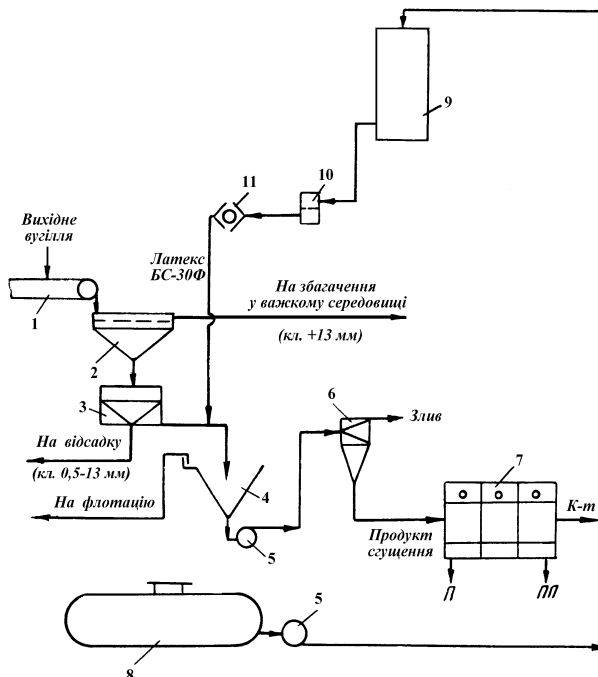


Рис.16-17.2. Схема флокуляційно-гравітаційного збагачення вугільних шламів на ЦЗФ "Чумаківська":

1 - конвеєр вихідного вугілля; 2 - гідрогрохот; 3 - конусний грохот; 4 - лійка для згущення; 5 - насос; 6 - гідроциклон;

7 - відсаджувальна машина; 8 - сховище флокулянту; 9 - буферний бак флокулянту; 10 - фільтр; 11- дозатор.

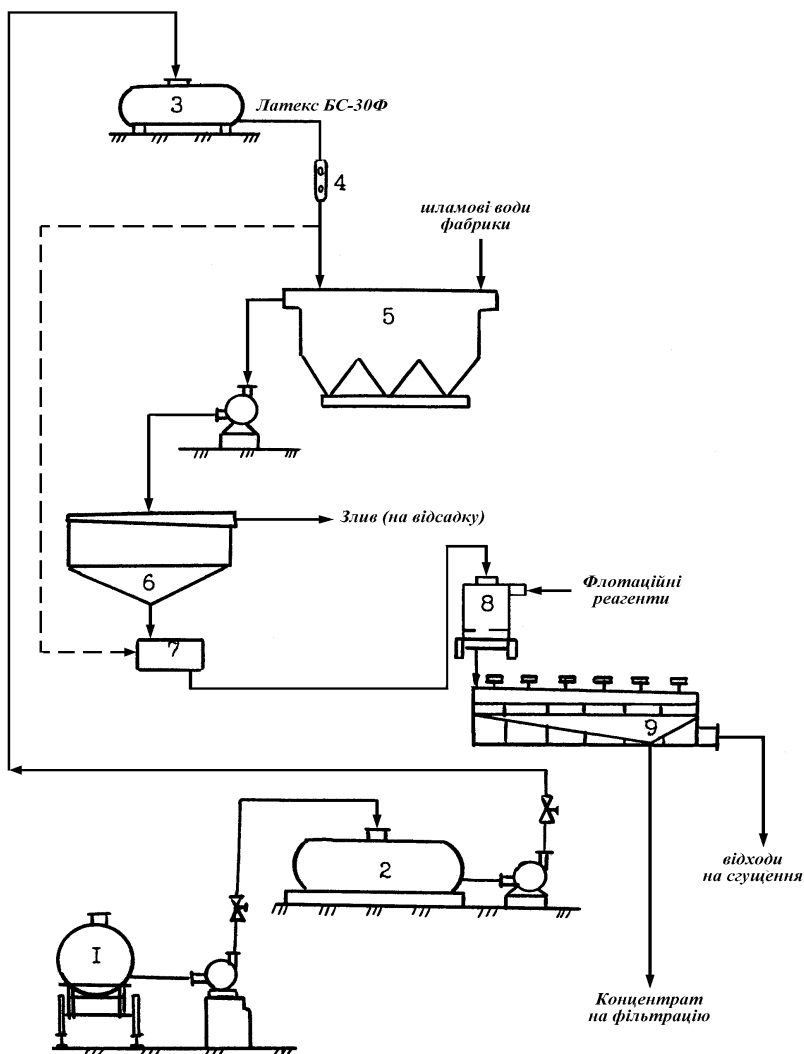


Рис. 16-17.3. Схема селективної флокуляції шламів ЦЗФ “Дзержинська”:

1,2 – баки для транспортування та зберігання латекса; 3 - буферний бак; 4 - дозатор латекса; 5 - пірамідальний відстійник;

6 - радіальний згущувач; 7 - витратомірний бак; 8 - апарат АКП; 9 - флотомашина.

флокуляції - 0,2...0,5 мас.%. Абсолютні значення витрат масла сильно залежать від параметра $S_{\text{пит.}}$ та в'язкості зв'язуючого і коливаються в таких межах: для грануляту - 8...10 - 40÷50 мас.%; агломерату - 2...7 мас.%; флокуляту - 0,5...2 мас.%.

Як масла застосовують: нафту і нафтопродукти, кам'яновугільні смоли, вторинні масла.

Процес реалізують у грануляторах-мішалках різних конструкцій, основною вимогою до яких є турбулізація гідросуміші "вугілля-вода-масло".

Грунтовні лабораторні дослідження, стендові та промислові випробування, експлуатація на вуглезбагачувальних фабриках підтверджують такі основні технічні можливості процесів агрегації вугілля маслом:

1. Збагачення тонкодисперсного вугілля ($\leq 0,1 \dots 0,2$ мм) зольністю до 60-70% при концентрації суспензії від 400-500 до 50-70 г/л з одержанням концентрату стабільної зольності в межах 5-20% і відходів зольністю 75-85% та більше.

2. Знесірчування вугілля за рахунок видалення піритної сірки на 70-80%.

3. Зневоднення вугілля до вологості 7-15%.

4. Облагороджування вугільної маси, яке полягає в „консервації“ вугілля в агрегатах, що різко зменшує окиснення, розмокання, набухання вугілля підвищує його стійкість до механічних впливів, практично ліквідує пилоутворення.

Крім того, перспективним є застосування процесу масляної агрегації при:

- гідравлічному транспортуванні вугілля (вирішення проблем зневоднення, збереження коксівності вугілля, радикального зменшення втрат тонких фракцій);
- приготуванні водовугільномасляних та вугільномасляних паливних суспензій;
- підготовці вугілля до зрідження (гідрогенізація);
- адгезійному збагаченні корисних копалин (зокрема золота).

Сьогодні СМА знайшла промислове застосування при переробці відходів дрібних класів бітумінозного вугілля на двох підприємствах північного сходу США. Тривалий час працювали установки у ФРН (процес "Оліфлок") та Росії (Губахінський КХЗ). Поглиблене дослідження процесу продовжується в Канаді, Австралії, Японії, Індії та ін. країнах.

Лекція № 18

Адгезійне збагачення корисних копалин

Адгезійне збагачення корисних копалин - сукупність фізико-хімічних способів *збагачення корисних копалин*. Полягає у вибіркового прилипанні частинок збагачуваного *мінералу* до жирової поверхні. Прикладом може бути адгезійне збагачення *золота, алмазів* шляхом використання ефекту налипання гідрофобних (або гідрофобізованих) часточок *корисної копалини* на маслянисті поверхні (приміром, вуглемасляні *гранули*).

Приклади сучасних процесів адгезійного збагачення:

1. Агломерація “вугілля-золото” (процес CGA компанії “British oil and minerals” та “Davy McKee”).
 2. Карбед (Carbad Gold Recovery).
 3. Coal-Gold Agglomeration Process.
 4. Процес адгезійної концентрації.
- Донецького національного технічного університету.

1. Агломерація “вугілля-золото” (процес CGA компанії “British oil and minerals” та “Davy McKee”)

Руду спочатку піддають грохоченню (рис. 1), а потім подрібнюють. Рудну пульпу кондиціонують ПАР, після чого перемішують з вугільно-нафтовими гранулами в послідовно встановлених чанах. Золото видаляється в гранули. Останні відокремлюють від пустої породи, наприклад флотацією, і направляють в оборот для контакту зі свіжою пульпою. Таким чином досягають необхідного ступеня насичення гранул золотом. Вилучення золота з “навантажених” гранул здійснюють спалюванням з наступною плавкою золи.

Процес досліджено в лабораторних умовах на установці продуктивністю 20 кг/год (по руді) та випробувано на напівромисловій установці продуктивністю 1 т/год.

Сировина для одержання гранул-носіїв - вугілля крупністю 0,1(0,05) мм. Зв'язуюче – нафтопродукти (газойль). Витрати реагенту-зв'язуючого 15-25 мас.%. Для кондиціонування руди перед адгезійним збагаченням використовують флотаційні колектори-збирачі, які підвищують олеофільність частинок золота. Як колектор використовують амілксантат калію при його витратах 200-500 г/т вихідної руди. Тривалість кондиціонування – до 5 хв. при інтенсивній (турбулентній) агітації пульпи.

Операція приготування гранул-носіїв виконується окремо, за технологією масляної грануляції (агломерації) – див.: Лекція 16.

Власне адгезійне збагачення (адгезійна концентрація) здійснюється в агітаторах при інтенсивному перемішуванні водно-рудної пульпи з вуглемасляними гранулами в турбулентному режимі (застосовують імперну мішалку).

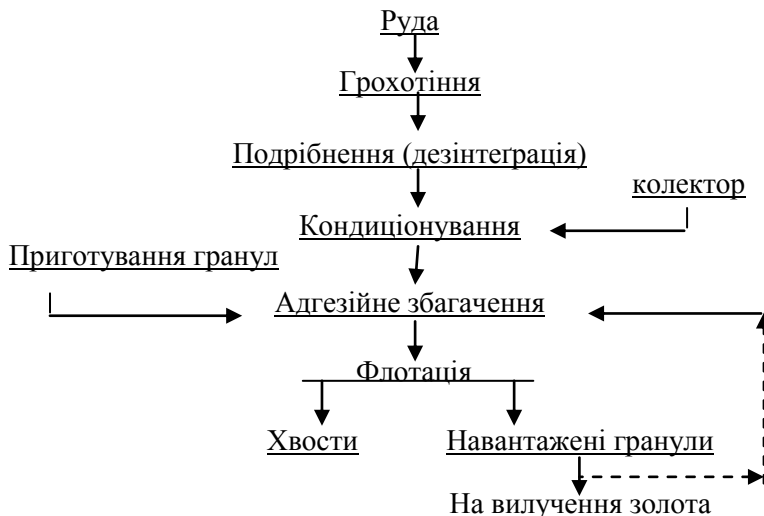


Рис. 1. Технологічна схема адгезійного процесу

Результати адгезійного збагачення залежать від ряду факторів:

- кондиціонування рудної пульпи,
- рН середовища,
- речовинного складу руди,
- вмісту золота в руді,
- співвідношення “руда-гранули”.

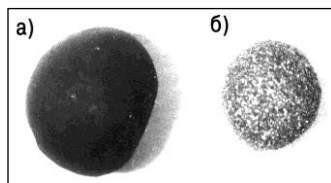


Рис. 2. Адгезійне збагачення золота: а - вихідна вуглемасляна гранула; б - золотонаповнена гранула.

Крупність частинок золота, що вилучаються в гранульований концентрат, - 500-5 мкм, але ефективність процесу зменшується в області тонких фракцій та коли золото перебуває у твердому розчині. За 30 хв. агітації рудної пульпи з адгезійно активними гранулами-носіями досягається вилучення 80-99%. Максимальний ступінь навантаженості гранул золотом у процесі CGA - 80%. Вміст золота в гранулах - від 1000 г/т до 2000-5000 г/т. Після згоряння гранул зола має 2-5% і більше Au.

Найкращою сировиною для адгезійного вилучення золота є:

- розсипний матеріал, який містить золото, що не видаляється (погано видаляється) гравітаційними методами;
- гравітаційні концентрати з низьким вмістом золота;
- легкозбагачувані руди з переважною крупністю зерен золота понад 50 мкм;
- “свіжі” та лежалі хвости гравітаційного збагачення.

Вилучення на рівні понад 85% досягається при крупності подрібнення вихідної руди від -200 (-90) мкм.

2. Процес “Карбед” компанії Carbed Pty Ltd

Цей варіант адгезійного збагачення золота винайдено в Австралії. Руда і вуглемасляні гранули, виконані на основі зв’язуючих-нафтопродуктів, рухаються в режимі протитечії (рис. 3). На грохотах виділяють крупні гранули, а потік пульпи пропускають у наступний агрегат (контактний апарат). Гранули залишаються у пульпі до заданого (кондиційного) насичення зернами золота. Для підтримки високих адгезійних властивостей носіїв-гранул в кожний з контактних чанів безперервно подається невелика частина зв’язуючого агента, який “підновлює” поверхню гранул. Ретур і масляні фракції вилучають флоатцією і направляються в голову процесу. Золото з гранул вилучають за допомогою органічного розчинника, яким обробляють гранулянт. Це приводить до дезінтеграції гранул, після чого грануляційна речовина центрифугується. Одержаний золотоносний концентрат направляють на плавку. Розчинник дистилують і використовують повторно. Вугілля та нафтозв’язуюче рециркулюють для приготування нових гранул.

Процес концентрації золота на гранулах-носіях завершується протягом 20-30 хв. На перших хвилинах досягається вилучення близько 78-89 %, а за 10 хв. воно вже складає 94-97%. З економічних міркувань дослідники процесу “Карбед” рекомендують витримувати ступінь насичення гранул золотом на рівні від 1-5 до 10-20 кг/т.

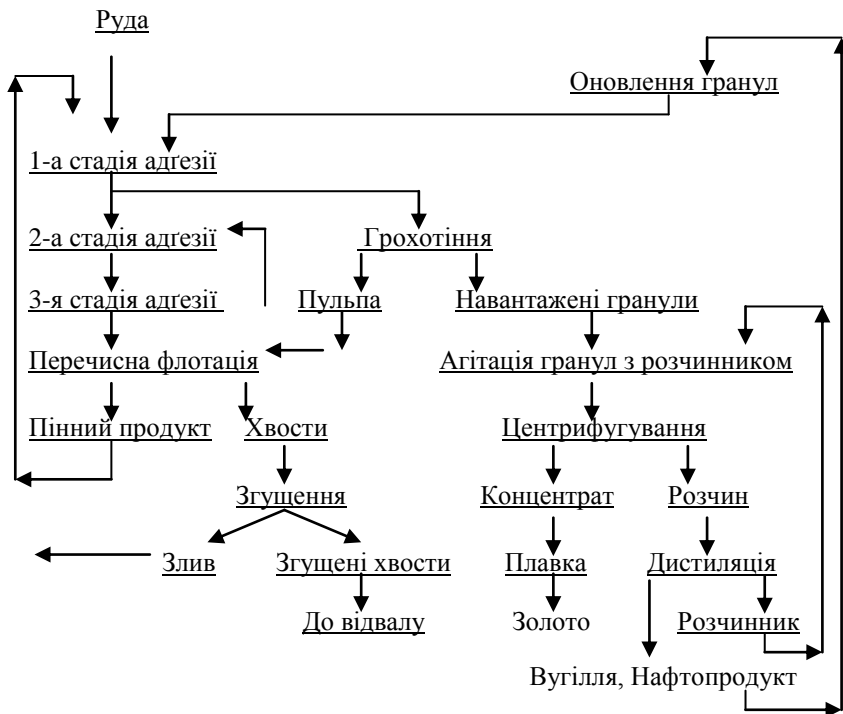


Рис. 3. Технологічна схема процесу “Карбед”

Особливо сильно на результати збагачення впливає крупність помелу (розкриття золота, особливо з руд корінних родовищ). Середня крупність гранул-носіїв складає 3 мм. Для збагачення руд, які мають гідрофобні сульфіди, доцільно застосовувати депресори та регулювання рН.

Проведені напівпромислові випробовування на установці продуктивністю 5 т/год.

Прогнозна область застосування процесу “Карбед” – збагачення руд Au та металів платинової групи. Особливо – руд, які важко цінуються внаслідок високого вмісту міді та (або) арсену.

3. Процес фірми Precious Mineral Technologies Pty Ltd

Адгезійний спосіб вилучення благородних металів та алмазів. Є аналогом процесу “Карбед”. Відмінність від останнього полягає в більш удосконаленому підборі реагентів-зв'язуючих. Використовують комплексне зв'язуюче, яке складається з бітуму та масла (вуглеводневої рідини) у пропорції

від 1:15 до 1:5. Це дає змогу зменшити дезинтеграцію гранул при їх інтенсивному перемішуванні у водно-рудній пульпі. Крупність гранул-носіїв складає 0,75-5 мм, вміст у них зв'язуючого: 1-5% бітуму та 15-25% масла. Тривалість контакту пульпи з гранулами – 1-10 хв. Розвантаження гранул здійснюється періодично.

Результати збагачення руд різних класів за процесом “Карбед” наведені в табл. 1.

Табл.1.– Вилучення золота з руд різних типів методом “Карбед”

Типи руд	Вміст класу мінус 75 мкм, %	Вміст золота у головній пробі, г/т	Вилучення золота %
1. Корінні руди			
Арсенопірит/пірит-кварц	80	18,50	99,2
	80	6,11	93,2
	90	1,23	94,3
Лимоніт/пірит-кварц	70	3,43	94,8
	85	2,40	95,5
Пірит-кварц	70	1,48	79,7
Халькопірит/пірит-кварц	94	14,10	88,6
	92	12,10	84,8
Пірит/незначна кількість халькопіриту-квасу	67	2,10	93,8
	73	2,10	95,7
Сульфід-кварц	65	2,28	92,8
	75	2,72	95,6
2. Алювіальні руди			
Алювіальна глина	(-250)	0,43	91,8
Алювіальний пісок (Квінсленд)	(-250)	0,39	98,8
		3,40	99,2
Алювій (Північна територія)	–	1,67	98,8
Узбережні піски (Нова Зеландія)	–	0,24	98,8

4. Процес адгезійної концентрації Донецького національного технічного університету

Адгезійний спосіб вилучення золота є аналогом процесу “Карбед”. Відмінність – у модифікації поверхні вуглемасляних гранул-носіїв спеціальними реагентами (наприклад, ефірами) для вловлювання надтонких частинок золота. Дозволяє збагачувати матеріал крупністю – 0-500 мкм.

Лекція 19

Збагачення з використанням вибірових специфічно-структурних змін компонентів корисної копалини

До цієї групи процесів збагачення можна віднести методи, які передбачають зміну *структури* мінеральної сировини на:

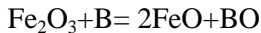
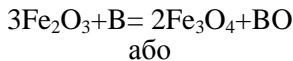
- мікрорівні (наприклад, молекули);
- макрорівні (наприклад, флокул);
- поверхневі структурні зміни компонент, що розділяються.

19.1. Зміна структури матеріалу на мікрорівні. Випалювально-магнітне збагачення залізних руд

Суть методу полягає у хімічному перетворенні вихідної корисної копалини з одного *мінерального виду* в інший з метою надання їй властивостей, найбільш вигідних для процесу вилучення з сирової руди.

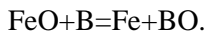
Прикладом є процес *випалювально-магнітного збагачення* залізних руд. *Випалювання (випалення)* – процес термічної переробки матеріалів, здійснюваний для направленої зміни їх фізичних властивостей і хімічного складу.

При випалюванні парамагнітні оксиди заліза і його карбонати – гематит, гідрооксиди, сидерит – перетворюються у феромагнітні оксиди – магнетит, маггеміт, ін. та у феромагнітні металізовані продукти – залізну губку та крицю. Зокрема гематит відновлюється до магнетиту:



Тут В – відновлювач, в якості якого можуть бути застосовані H_2 , С, CO , CH_4 та ін.

Парамагнітний закис заліза FeO переходить у феромагнітне залізо:



В Україні процес *випалювально-магнітного збагачення* залізних руд був ґрунтовно опрацьований В.І.Кармазіним, Г.В.Губіним та ін.

Для магнетизуючого випалення залізних руд використовують:

- трубчасті печі (найбільш освоєні);
- шахтні печі;
- багатоподові скребкові печі;
- конвеєрні печі;
- печі киплячого шару;
- вихрові камери;
- установки суміщеного процесу «помел-випалення».

Інтенсивний процес відновлення парамагнітних сполук заліза у феромагнітні протікає за таких умов:

- швидкість газу понад 1 м/с;
- крупність матеріалу менше 5 мм;
- раціональному температурному режимі і концентрації

відновника, величини яких залежать від виду застосовуваного відновника: для водню ця температура - в межах 500-800 °С; оксиду вуглецю 700-800 °С; для метану – дещо нижче 900 °С.

Інколи у природній залізній руді є домішки органічних речовин в кількості 0,1-0,3 мас.% в перерахунку на вуглець. Цього повністю достатньо, щоб перевести більшу частину гематиту в магнетит шляхом випалення без добавки спеціального відновлювача. В цьому випадку випалення гематиту та сидериту здійснюють при температурі 600-700 °С. Раціональна крупність оброблюваного матеріалу – 0-3 мм.

Після випалювального відновлення рудний матеріал збагачують відомими магнітними методами.

Випалювально-магнітне збагачення залізних руд практикувалося в Україні на Центральному гірничозбагачувальному комбінаті, де побудована фабрика випалювально-магнітного збагачення окиснених залізних руд продуктивністю по вихідній руді 9 млн т на рік. Для випалення використовувалися трубчасті печі. Проектна продуктивність печі – 42 т/год. Вихідну руду крупністю 0-25 мм живильником подають у піч. В результаті обертання печі вона переміщується по її довжині. Тривалість перебування в печі – 1,5-2,5 год. При спалюванні природного газу відбувається нагрівання руди до 700-800 °С і при контакті з речовиною-відновлювачем відновлення її до магнетиту. Випалену руду подають в охолоджувальний барабан, заповнений водою. Після охолодження і зневоднення руду подріб-

нюють в стержневому млині і направляють на магнітну сепарацію.

Процес випалювально-магнітного збагачення залізних руд апробовано. Він дістав практичне застосування в багатьох країнах світу – Угорщині, Чехії, Болгарії, Китаї, Італії, США і Канаді.

Зміна структури матеріалу на макрорівні. Флокуляційна концентрація

Флокуляційна концентрація – процес збагачення корисних копалин шляхом багаторазового руйнування флокул і нового циклу флокуляції їх з інших фрагментів. Супроводжується видаленням з флокул хвостів і накопиченням у них корисного компонента в кожному циклі “перифлокуляції”.

Приклад процесу – збагачення шлаків сталеплавильного виробництва, реалізоване СП “Орбіта” (Кривий Ріг). Технологія розроблена в Україні і передана у 2000 р. інститутам “Механобрчормет”, НДГРІ, “Кривбаспроект” та Криворізькому технічному університету для використання.

Поверхневі структурні зміни компонент, що розділяються

Інститутом фізико-органічної хімії і вуглехімії (м. Донецьк) запропоновано і запатентовано спосіб збагачення вугільних шлаків, принцип якого оснований на направленій зміні структури поверхні породної і вугільної компонент.

За цим способом вугілля подрібнюють до флотаційної крупності, пульпують і потім кондиціонують вугілля культуральною рідиною (КР) мікроміцетів, яку одержують при культивуванні мікроскопічних грибів. За даними автора патенту (В.Шевкоплас), екзобілки мікроміцетів активно взаємодіють з гідрофільними породними зернами, структурні зміни поверхні породних зерен спричиняють утворення породних пластівців, які видаляють з водною фазою. Вугільну (природно гідрофобну) речовину флотують.

При зольності вихідної гірничої маси 47% вихід концентрату складає 56%, його зольність 25,0%, зольність відходів – 75%. Вилучення горючої маси в концентрат – близько 80%.

Лекція 20

Нові напрямки розвитку спеціальних методів збагачення мінеральної сировини

Діалектика розвитку технічних рішень у практично будь-яких галузях така, що спершу навіть дуже перспективне рішення, ідея проходить апробацію в одиничному, вузькому масштабі і є по суті на першому етапі *спеціальним* методом (технологією) того чи іншого процесу. Згодом, в залежності від затребування практикою винайденого рішення, тривалості і масштабів його використання, технологічності та ін. характеристик, воно переходить у розряд традиційних, або залишається *спеціальним* (тобто вузько спеціалізованим, таким, що має особливе призначення). Так, адгезійні методи збагачення золота з'явилися, імовірно, раніше або одночасно з гравітаційними, але вони й до сьогодні залишилися спеціальними, а інші (гравітаційні) отримали широке застосування, розвинулися і є вже давно традиційними.

Поява нових *спеціальних методів* збагачення корисних копалин обумовлюється сьогодні рядом факторів: *вичерпанням традиційних ресурсів корисних копалин, новими потребами науки і техніки, розширенням ноосфери, збільшенням номенклатури перероблюваної мінеральної сировини, виникненням у зв'язку з розвитком нашої технологічної цивілізації нових глобальних задач – екологічних, стабільного розвитку* тощо.

Наведемо декілька прикладів.

Вичерпання традиційних ресурсів корисних копалин

Одним з вирішальних факторів, які кардинально впливатимуть на подальші темпи технологічного розвитку, є вичерпання мінеральних ресурсів. Чи такий далекий цей час, коли родовища корисних копалин вичерпаються? За даними авторитетного міжнародного аналітичного центру, так званого “Римського клубу”, поклади алюмінієвих руд будуть вичерпані за наступні 55 років, хрому – за 154 роки, вугілля – за 150, міді – за 49, заліза – за 173, свинцю – за 64, нафти – за 50, природного газу – за 49 років. Причому термін вичерпання ресурсів обчислений виходячи з припущення, що протягом наступних десятиліть розвідані ресурси виростуть в 5 разів у порівнянні з сучасними даними. Тобто будуть розвідані нові поклади, відкриті нові родовища, але, незважаючи на це, час, коли вичерпаються

запаси руд металів і паливно-енергетичних ресурсів, дуже близький – він співвимірний зміні 1-2 до 3-4 поколінь. Це вимушує шукати нові об'єкти переробки для отримання життєво важливих для людства хімічних елементів та речовин.

Що це за об'єкти? Перш за все – води Світового океану, корисні копалини його дна, поховані води і розсоли земних надр, а також сьгоднішні відходи переробки мінеральної сировини – терикони, хвостосховища, мулонакопичувачі, інші відвали тощо. Майже всі ці об'єкти попри свою різноплановість мають одну характерну особливість – дуже низький (у порівнянні з перероблюваними сьгодні рудами) *вміст* корисного компонента. В попередніх лекціях ми вже зупинилися на спеціальних біотехнологіях бактеріального вилугування, які широко застосовують для збагачення некондиційних забалансових руд і відходів. Саме для переробки таких матеріалів сьгодні, крім уже відомих, опрацьовуються і випробовуються в лабораторних, напівпромислових та промислових умовах *сорбційні технології*.

Сорбційні технології вилучення металів. У найкрупнішому в Греції Університеті Аристотеля розроблено новітні технології для вилучення металів з водних розчинів за схемою: *сорбція* йонів металів на носіях-сорбентах (частинках піриту, цеоліту, гематиту, карбонатах лужних металів, активованому вугіллі) – *флотажія* навантажених сорбентів. Технологія може бути застосована для вилучення золота, рідкісних і рідкісноземельних металів з вод різних типів.

Активно розвивається сорбційна технологія збагачення золота – “*вугілля в пульті*”, в якій сорбентом-носієм золота є активоване вугілля. Вилучення золота за цією технологією складає 71-75%. При цьому вміст золота у вихідному продукті – приблизно 1-2 г/т.

Розвиток технологій вилугування. У світовій практиці спостерігається активний розвиток: а) автоклавного сірчаноокислого вилугування під високим тиском (процес HPAL), який застосовується для переробки міднонікелевих латеритних руд; б) комплексної технології видобування і збагачення міді “*рідинна екстракція – електроліз*” (процес SX-EW).

Нові потреби науки і техніки

Сьгоднішні технології все більше потребують *надчистих* матеріалів, зокрема металів. Такі матеріали використовують у комп'ютерній техніці, електронних пристроях різного призначення. Їх одержання можливе за рахунок якісно нових технологій та апаратів. До них вже сьгодні можна зарахувати ряд *біофільтраційних технологій*, генерацію і використання надпотужних електромагнітних полів, проведення завершальних

стадій процесів переробки мінеральної сировини у вакуумі або в атмосфері інертних газів тощо.

Іноді виникає *збагачувальна задача*, яка є *спеціальною* виходячи з характеру концентрату і перероблюваної сировини. Наприклад, в технології термоізоляційного покриття космічних апаратів використовують скляні кульки мікронних розмірів, які в невеликій кількості (декілька %) входять до складу золи виносу сучасних ТЕС. Вилучення цих кульок з одержанням збагаченого ними концентрату – предмет *спеціального флотаційного процесу*, який був розроблений у 80-90-х роках у Національному гірничому університеті (м. Дніпропетровськ).

Розширення ноосфери

Ноосфера, як відомо, в широкому розумінні її ідеї В.Вернадським – це частина Всесвіту, де виявляється вплив людини. Прогнозні етапи індустріалізації космосу, які потребуватимуть гірничих технологій, такі:

- 2180-2200 – індустріальне освоєння супутника Землі – Місяця;
- 2400 – транспортування і використання малих астероїдів як мінеральної сировини;
- 2500 – використання речовини (гірських порід) інших планет.

Вже сьогодні, скажімо, виокреслюється найближча в часі задача – переробки місячного ґрунту – реголіту. Що це за матеріал?

Завдяки своїм унікальним якостям – крупності (від декількох мм до часток мкм), високій пористості – до 50%, густині, тривкості, складу – цей матеріал має надзвичайно цінні теплопровідні і міцнісні характеристики. Теплопровідність реголіту приблизно в 10 разів менша, ніж у повітря. Тому на глибині близько 1 м температурні коливання, які на поверхні Місяця складають близько 300 °С, невідчутні. Запаси реголіту досить великі – він покриває поверхню Місяця товщиною від часток метра до десятків метрів. Все це свідчить, що саме реголіт – чудовий будівельний матеріал для майбутніх житлових і технологічних терміналів на Місяці.

Отже, реголіт треба буде як мінімум видобувати, просіювати, можливо, виділяти окремі його сорти за складом – і все це в специфічних умовах практичного вакууму, гравітації, яка складає 1/6 від земної, в жорстких температурних умовах. Зрозуміло, що це – спеціальна задача. Збагачувальні процеси, які

при цьому застосовуватимуться, – спеціальні. І створювати їх – поколінням, які житимуть через 100-150 років.

Збільшення номенклатури перероблюваної мінеральної сировини

Вище в цьому розділі ми вже сказали про те, що вичерпання традиційних мінеральних ресурсів – руд металів, нафти, вугілля, газу тощо приведе до необхідності переробляти води Світового океану, корисні копалини його дна, поховані води і розсоли земних надр, а також техногенні родовища (відходи).

Крім того, є ще цілий ряд таких сировинних ресурсів, які вже через декілька десятиліть потребуватимуть масової (багатотоннажної) переробки. Серед них – *газові гідрати* і гірські породи різного походження, *просякнуті вуглеводнями*. Специфічність цих об'єктів вимагає вже сьогодні розробляти *спеціальні процеси*, в тому числі і *збагачувальні*, їх переробки.

Отже, ми переглянули декілька важливих напрямків розвитку *спеціальних методів збагачення* мінеральної сировини в близькому і далекому майбутньому. В дійсності їх більше – ми не згадали попереднє *збагачення безпосередньо на дні океану*, яке здійснюється вже сьогодні в комплексі з процесами добування руд і розсіпів, не назвали також процесів *підземного зрідження-збагачення вугілля*. Крім того, в рамках спеціальних процесів збагачення слід згадати про ціле сімейство так званих *суміщених процесів* – коли відомий процес, наприклад селективну флокуляцію, грануляцію тощо, реалізують в нових (нетрадиційних) апаратах, наприклад, суміщаючи їх з гідротранспортом матеріалу, перекачуванням через байпас тощо. Такі суміщені процеси (які основані на новому, за патентною термінологією, *несподіваному застосуванні* відомого апарата, пристрою) вже запатентовані в ряді країн, зокрема Україні, і чекають на “нішу” для свого застосування. Вони високоефективні і водночас характеризуються мінімальною собівартістю.

Великі потенційні можливості, на нашу думку, в галузі збагачення як *спеціальні рішення* мають нанотехнології, застосування при грудкуванні активованих тонких матеріалів, ряд хімічних і комбінованих процесів.

В цілому спостерігається тенденція на розширення сфери застосування спеціальних процесів збагачення корисних копалин, збільшення їх кількості, розширення фізичних і хімічних ефектів, які складають фундаментальну основу процесу.

РЕКОМЕНДОВАНА ЛІТЕРАТУРА

1. Б.Н. Кравец Специальные и комбинированные методы обогащения М., Недра 1986, 304с.
2. В.Г. Деркач Специальные методы обогащения полезных ископаемых М. Недра 1966.

ДОДАТКОВА ЛІТЕРАТУРА

1. Полькин С.И., Адамов Э.В., Панин В.В. Технология бактериального выщелачивания цветных и редких металлов М., Недра 1982.
2. Справочник по обогащению руд. Специальные и вспомогательные процессы, испытания обогатимости, контроль и автоматика М., Недра 1983.
3. Білецький В.С., Сергєєв П.В., Папушин Ю.Л. Теорія і практика селективної масляної агрегації вугілля. – Донецьк: Грань, 1996. – 264 с.

ЗМІСТ

Лекція 1.....	3
Лекція 2.....	10
Лекція 3.....	15
Лекція 4-5.....	20
Лекція 6.....	30
Лекція 7.....	37
Лекція 8.....	43
Лекція 9.....	50
Лекція 10.....	57
Лекція 11.....	69
Лекція 12.....	74
Лекція 13.....	79
Лекція 14.....	83
Лекція 15.....	87
Лекція 16-17	93
Лекція 18.....	100
Лекція 19.....	105
Лекція 20.....	108
Рекомендована та додаткова література.....	112

Навчальний посібник

**Валерій САМИЛІН,
Володимир БІЛЕЦЬКИЙ**

СПЕЦІАЛЬНІ МЕТОДИ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Редакція авторська

Комп'ютерна верстка
Коректор

Ю. Думка
К. Саливон

Підп. до друку 26.06.03. Формат 60х84 1/16. Папір офсетний. Гарнітура
Times New Roman. Друк різнографний. Ум. друк. арк. 6,74
Обл. - вид. арк. 5,15. Тираж 300 прим. Зам. 11-05.

*Видавниче підприємство "Східний видавничий дім"
(Державне свідоцтво № ДК 697 від 30.11.2001.)
83086, м. Донецьк, вул. Артема, 45
тел./факс (062) 338-06-97, 337-04-80
e-mail: svdm@skif.net*

*Надруковано ТОВ "СВД "Меркурій"
(Державне свідоцтво № ДК 698 від 30.11.2001.)
83086, м. Донецьк, вул. Артема, 45*

С 50 Самилін В., Білецький В. Спеціальні методи збагачення корисних копалин. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2003. – 116 с.

ISBN 966-7804-58-5

У посібнику подано 20 лекцій зі спеціальних методів збагачення корисних копалин. Посібник відповідає освітньо-професійній програмі Міністерства освіти і науки України за фахом 7.09.0302 “Збагачення корисних копалин”.

Для студентів вузів, науковців та інженерно-технічних працівників збагачувальних фабрик.